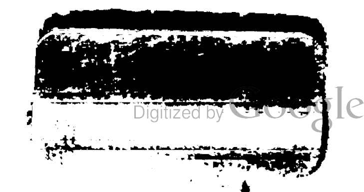




LA MINERÍA EN LA PROVINCIA DE MENDOZA



EL
PARAMILLO DE USPALLATA

POR

GERMÁN AVÉ LALLEMANT
Ingeniero de Minas

MEMORIA PRESENTADA Á LA SOCIEDAD CIENTÍFICA ARGENTINA

BUENOS AIRES
IMPRENTA DE PABLO E. CONI E HIJOS, ESPECIAL PARA OBRAS
680 — CALLE PERÚ — 680

1890

EL

PARAMILLO DE USPALLATA

I. — GENERALIDADES

La precordillera ó antecordillera mendocina, al norte del rio de Mendoza, forma una cadena de montañas, continuación de la sierra del Tontal en la Provincia de San Juan. El Paramillo de Uspallata forma una parte de esta montaña, que se estiende con rumbo del norte al sud y se eleva en el cerro de San Bartolo (Lat. S. 32°28'2", Long. O. Greenw. 69°5'25") á 3338 metros. El mineral se halla sobre el faldeo occidental de la sierra, que baja aquí hacia el Valle de Uspallata, que divide la precordillera de la cordillera del Tigre, ramal que se separa del gran macizo del Aconcagua hácia el noreste.

El mineral ocupa una área de terreno de 4 kilómetros de norte á sud y de 4.5 kilómetros de este á oeste. Este es el mineral del Paramillo propiamente dicho, pero á una legua al este hay el mineral de Oro de los Boques, y otro tanto al norte el mineral de oro de Agua de las Minas en la sierra Aspera, y allí también existe el mineral de cobre del Manto.

No trataré aquí sinó de la explotación minera del mineral del Paramillo.

En Mayo de 1888, mandé al señor Presidente de la Academia Nacional de Ciencias de Córdoba, Sr. Dr. D. Oscar Doering, una monografia con mapas geognósticos de la sierra, trabajo que él me había pedido para publicarlo en el *Boletín de la Academia,* que debe salir dentro de poco. En este trabajo hallará el lector una descripción detallada de la formación orográfica y geognóstica de la sierra y del mineral. Aquí me permito ofrecerle algunos apuntes sobre la minería, que quizás no carezcan de interés para aquellos que á la industria minera del país dedican su atención.

La minería en el Paramillo es de la más antigua en el país. El Abate Juan Ignacio Molina en su *Compendio de la historia geográfica, natural y civil del Reino de Chile*, nos cuenta que la mina de plata más rica que en aquellos tiempos (1788) se había conocido en Chile era la veta madre en el Paramillo de Uspallata; que esta veta era la misma veta del Potosi que se extendia hasta aqui; que tenia esta veta una anchura de 9 piés; que en 1766 tenian los trabajos una hondura de 300 piés, y que cuanto más se profundizaba tanto más rico era el mineral, que era de tres clases, á saber: guia, pintería y broza; que el mineral fué descubierto en 1638, y que en 1762 habian venido dos peruanos que lo trabajaban con grande provecho.

Evidente es que el Abate Molina habla de la veta Vallejos, sobre la cual podemos hoy en dia todavía admirar los enormes trabajos hechos por los antiguos, y estudiar los diferentes métodos de explotación, con que desde 1638 los mineros han cavado sin interrupción para sacar el precioso metal. Los primeros trabajos fueron de rajos al sol. Los crestones de la veta en el alto y sobre el faldeo del cerro Vallejos (altura 2814 metros), que se eleva 120 metros sobre la parte más baja del valle, fueron explotados sin sistema ni regla, dejando las partes más pobres de masacota (ganga de olivindiabasio transformada que forma la ganga principal) en medio de la veta sin tocarla, y como la estructura de la veta es de guias paralelas, vemos allí los rajos como anchas zanjas, separadas entre sí por muros de masacota baya y roja, color del hierro pardo. Los primeros trabajos deben haber sido en el alto y en la parte al este del cerro. A esta primera explotación á rajos abiertos, que gracias á la magnifica solidez y firmeza del cerro en todo el Paramillo se ha podido llevar adelante á considerable hondura, siguieron recien los trabajos subterráneos á chiflón, que son unos piques diagonales y galerías inclinadas. Sobre la veta Vallejos pertenece á esta época la mina llamada de los Peruanos ó de Villasana. Un chiflón bastante parado y abierto en la roca dura, apenas con pequeñas patillas para afirmar la punta de los piés, baja á corte (ó sea en rumbo vertical sobre el rumbo de la veta) hasta el filón, y allí dejando apenas un puente de seguridad arriba contra el fondo de los antiguos rajos, se extiende un antiguo laboreo de chiflones, frontones, rajos, huecos, etc., que causa asombro, si se tiene en consideración, que todas estas enormes masas de mineral y piedras han sido extraidas en capachos sobre las espaldas de seres humanos. Cuántos miles de infelices esclavos indios, probablemente araucanos, traidos de Chile, no habrán muerto en este terrible trabajo. Es interesante buscar en este laboreo los vestigios del método

de explotación. El laboreo se extiende allí á más de 80 metros de hondura, y no hay ningún pique. No ha habido pues, torno. Tampoco hay ninguna galería cuyo piso pudiera indicar el uso de la carretilla, ó del tenate ó la rastra (un capacho sobre palos en forma de trineo) como se usaban en algunas minas mejicanas. Nada de aparato ó medio auxiliar para facilitar el trabajo, aumentando pues, la fuerza de producción y ahorrando el tiempo de trabajo. Absolutamente nada de eso; de lo que deducimos, que el trabajo del esclavo debe haber sido barato hasta donde nos es dable imaginar la baratura; tan barato que aún los mismos aparatos tan baratos á construir como el torno ó la carretilla no ofrecian ventajas sobre el trabajo directo del esclavo indio, pues el grado de productibilidad útil de un aparato se mide por la diferencia del valor que el aparato cuesta á construir y el valor del trabajo que el aparato puede ahorrar en seguida. Este laboreo por esclavos indios pues, ha sido quizás el más barato de cuanto trabajo haya habido en el mundo, y comparable únicamente al trabajo de los esclavos en las minas del Egipto, de Etiopía y Arabia, de que nos cuenta Diodorus Siculus. Estos indios trabajaban en cuadrillas bajo la direccion de capataces, que los apuraban hasta caerse muertos los infelices, llenándose inmediatamente las vacantes por otros indios, que por medio de la reducción de alguna tribu india, cayeron en poder de algún encomendero ó caudillo. Se dividían estos esclavos en barreteros, que quebraban el metal; en arpires que lo sacaban afuera, y en cancha-mineros, que hacían el trabajo al sol. Ha habido pues, en aquellos tiempos ya la intensificación del trabajo por medio de la cooperación y la división del trabajo, organización elevada del método de producción que se perdió en la época del trabajo al pirquen, que siguió á esta primera época del trabajo por esclavos. Cuando ya el método de explotación por chiflones se hizo demasiado pesado por la mayor hondura, ó que el agua que al principio se extraía en botas de cuero de cabra sobre las espaldas de los botilleros, que la subían por el chiflón, no permitía seguir el trabajo, entonces se abrían socavones. En la Vallejos hay tres diferentes niveles de socavones sobre la corrida de la veta. Pero pronto el agua ha impedido continuar el laboreo hácia abajo, y los esclavos escaseaban por haberse casi extinguido la indiada, ó haberse el indio armado de lanza y transformado en bizarro ginete, que en lugar de dejarse prender y esclavizar, corría más bien de su parte á los encomenderos de antes, que ya no pensaban en la reducción, sino en defenderse dentro de bien fortificados fortines contra los ataques del enemigo.

Después de cesar el trabajo de esclavos, los mineros se pusie-

ron al trabajo del pirquen. El *pirquen* es el trabajo propio del propietario mismo de la mina, que le fué otorgado previo el denuncio, por parte de la autoridad correspondiente. El pirquenero trabaja él mismo, ayudado, ya sea por su familia, ya sea por uno ó dos peones, pero aún esto último raras veces. El es su propio barretero, su propio arpire, su propio cancha-minero. Esa clase de minería es la que todavía rige en el pais, pues la explotación capitalista es todavía excepcional, y ha dado resultados negativos y desastrozos en su mayor parte hasta hoy.

En el Paramillo los pirqueneros han descubierto muchas vetas nuevas. Ese es el indisputable mérito que cabe al pirquen en toda la República. Salia el minero con un miserable combo y una barreta de fierro viejo á los cerros, con unas alforjas con escasos víveres. Iba á catear. Hallaba una veta que tenia más ó menos metal. Volvía al juzgado de minas á denunciar la mina, y ya era dueño de una ó más pertenencias. Era de este modo que se hacia propietario. Era dueño de una pertenencia, aunque se muriese de hambre. Era caballero libre, aún noble, en los tiempos antes de la Revolución, pues según las primeras ordenanzas la profesión de minero daba al minero el privilejio de nobleza y gozaba de ciertos derechos especiales, como el de no poder ser preso por deudas, etc. Era un atrazo económico el pirquen comparado con el trabajo anterior de esclavos. Se perdieron los beneficios que la cooperación y la división del trabajo habian prestado á la explotación por esclavos. Sobre todo el pirquen arruinó los criaderos de un modo tal, que el laboreo en hondura se hace peligroso y caro. Asi sucede en el Paramillo. El pirquenero trabajaba sin regla ni sistema; cavaba la veta siguiendo los metales como mejor le parecía. De alli resultó que pronto las minas se llenaron de agua y aún derrumbaron como ha sucedido en la veta Vallejos. De las 37 vetas explotadas en el mineral estaban en 1884 en laboreo por medio del pirquen solamente la San Lorenzo, la Florida, Belen y Socorro. Todas las demás estaban abandonadas por el agua, por broceo ó derrumbe. Los derrumbes, sin embargo, son sin mayor importancia y fáciles de evitar, pues el cerro es muy firme.

Rickard visitó el Paramillo en 1868. Trabajaban entonces los Sres. Eustaquio Villanueva y Antonio Canto la mina Rosario, que habian habilitado por un pique á la rastra, angosto y siguiendo por sobre la veta. El trabajo fué muy mal hecho y era muy natural que no se podía hacer al fin ni el desagüe, ni la saca, y que la mina se ahogó. Estaba el mineral, pues, casi abandonado del todo, cuando el Sr. Hipólito Raymond se presentó ante la Sala Legislativa de Mendoza y pidió se le concediera una concesión minera

de dos leguas de diámetro, con el antiguo cementerio del Paramillo como centro, con el derecho de ser él el único facultado en la explotación de las minas abandonadas y desamparadas dentro del área de este círculo. La Sala Legislativa le otorgó la concesión pedida (15 de Abril de 1884).

El Dr. D. Francisco P. Moreno, en aquel año, hizo un viaje de exploración científica por la cordillera de Mendoza, y se convenció de la gran importancia que tenía este mineral y la riqueza que presentaban los criaderos metaleros de estos cerros. Fué el Sr. Moreno el iniciador de la sociedad exploradora del Paramillo de Uspallata, que compró la concesión del Sr. Raymond é inició la explotación de las vetas.

Pero han habido desde el principio contínuas dificultades con los pirqueneros, por causa de la concesión, cuya legalidad ha sido siempre cuestionada por parte de los antiguos mineros en el mineral. Regían á la fecha de darse la concesión, las Ordenanzas de Méjico del 22 de Mayo de 1873, como Código de Minería en vigencia, el estatuto de hacienda del 17 de Diciembre de 1853, la ley sobre minas de carbón, del 28 de Noviembre de 1854, y la ley del 1° de Agosto de 1855.

Las Ordenanzas no conocían otra propiedad minera que la pertenencia de 48.000 varas cuadradas, pudiendo una compañía minera poseer cuatro de estas pertenencias ó sean 120.000 metros cuadrados. El estatuto permitía que cada minero pudiese tener el número de pertenencias que quisiese, siempre que abonara al fisco la suma de 20 pesos al año y por pertenencia.

Esta pertenencia era adaptada al sistema de explotación al pirquen. Era una propiedad pequeña, propia para el laboreo en pequeña escala y sin capital, para el laboreo cerca de la superficie, cuando los metales tenían un valor mucho más alto que hoy, cuando los medios de subsistencia y los salarios eran muy bajos, cuando gracias al ningún valor casi que tenía la propiedad raíz, los dueños de las tierras no gozaban de tantas prerogativas por parte del Estado como hoy, cuando no se trabajaba por medio de maquinaria, sino con primitiva y sencilla herramienta como se había usado en la época de la esclavitud.

Pero habiéndose, en nuestra época de la organización capitalista de la producción, cambiado todas estas condiciones fundamentales que motivaron la tan reducida estensión que las ordenanzas mineras habían dado á la propiedad minera, fué natural que se buscara de ensanchar todo lo posible esta propiedad. Y es esta la tendencia que hizo á los legisladores de varias provincias otorgar las concesiones mineras, aunque tal legislación no era de la competencia de

las provincias, sino del Congreso Nacional, el cual muy tarde se recordó del Código de Minas.

Si al tiempo de redactarse el nuevo Código de minas se hubiera estudiado críticamente todas las concesiones mineras otorgadas por varias provincias en cuyo territorio se llevaba adelante alguna explotación de criaderos, los legisladores se hubieran seguramente enterado de que todos estos otorgamientos no fueron efectos de una arbitrariedad legislativa, sino que resultaban de condiciones económicas dadas, eran actos gubernamentales que emanaban del conflicto que existía entre la forma moderna de la minería bajo la organización capitalista y la forma anticuada de la ley contenida en las ordenanzas como adecuada al trabajo del pirquen. El nuevo Código de Minería entró á regir el 1° de Mayo de 1887, y su título final (art. 374), anuló todas las concesiones mineras otorgadas anteriormente. Este Código de Minas no se distingue de las Ordenanzas de Méjico sino por detalles de ninguna importancia. No es nada más, este Código, que la repetición de la organización legal de la minería al pirquen, con una pertenencia un poco más grande, extendida á 60.000 metros cuadrados. Sucedió con este novísimo Código de Minería lo mismo que con la Novísima Recapitulación de 1806, lo mismo que con las Leyes Rurales de moderna fecha: al dictarlas no se ha tenido en vista la revolución económica que el inmenso aumento de las potencias productivas del hombre habían sufrido bajo el régimen del capitalismo moderno, con su gigantesca aplicación de la maquinaria y de los descubrimientos científicos modernos, de la cooperación y de la división manufacturera del trabajo. Nuestros modernos códigos rurales están labrados sobre el molde del sistema chacarero, eso es de la agricultura de la pequeña labranza, llevada adelante por el chacarero con su trabajo propio sobre el pequeño fundo de su propiedad en diminuta escala; este sistema chacarero, propio para la producción reducida y cara, da por resultado la imposibilidad de que nuestros productos puedan competir eficazmente con los de otros países en el mercado universal. El porvenir y el desarrollo en la República Argentina se fundarán sobre la agricultura del sistema de los grandes cultivos, sobre los sistemas del *big-farming* con el arado á vapor y demás maquinaria moderna y métodos modernos. Los códigos rurales debían ser redactados con las miras de protejer esta clase de agricultura.

El nuevo Código de Minería trajo el incendio al Paramillo. No han faltado abogados que pregonaran entre los pirqueneros, que la concesión no valía nada y que por eso, pues, la sociedad no tenía título conforme á derecho para hacer valer su propiedad. Se

fueron pues, los pirqueneros á denunciar ante el notario de minas las minas que les gustaban, y la mayor parte con el único fin de arrancar por medio de una transacción con la sociedad, algunos miles de pesos. Estos asuntos han causado directa é indirectamente graves perjuicios á la sociedad, pues el trabajo sobre varias vetas ha sido paralizado varios años por tales motivos. La sociedad ha tenido que denunciar entonces nuevamente todas las pertenencias, pedir el título de cada una, hacer la división en grupos, pedir á la autoridad otorgue, con conocimiento de causa, la correspondiente concesión de los grupos, llevar adelante toda la tramitación de notificaciones, publicaciones y otras operaciones prescritas, actuar y autorizar todo, después de suficientemente debatido, discutido y convenido con abogados, procuradores, peritos, escribanos, jueces, notarios y archiveros. Y no han faltado atropellos, amenazas á armas blancas y armas de fuego en contra del representante de la sociedad en el mismo mineral, con intervención de la fuerza armada provincial y barullos sin fin. Fueron esos los resultados del nuevo código, que ha traido verdaderas calamidades sobre la mineria, y de ello, al fin, se convenció el Gobierno de la Nacion, y nombró una comisión para que esta proponga al Gobierno las innovaciones y alteraciones necesarias de la nueva ley. Esta comisión ha tomado sobre si una muy dificil tarea. La codificación minera es, de todas las codificaciones la más difícil, y evidentemente no tenemos aqui muchos talentos é inteligencias que reunan los conocimientos necesarios para poder colaborar eficazmente en esta tarea, de cuyo resultado depende el de que haya ó no minería en el país algun dia.

Muy vehementes fricciones han habido en el Paramillo entre el administrador y el propietario del terreno. Y esta clase de lucha es siempre funesta cuando el propietario es un hombre rico, caudillo conspícuo del partido gubernamental ó situacionista, comandante militar del departamento, y como tal con un poder omnipotente, y hombre sin educación. En el Paramillo sucedió que no pudiendo el caudillo ni aun con toda clase de amenazas imponer su voluntad autocrática al administrador de la sociedad, se vengó en algunos peones, hijos del país (pues con extranjeros no lo hubiera ensayado impunemente), teniéndolos presos en su estancia, hasta que por orden del Gobernador los ha tenido que llevar ante el juez, que no hallándoles causa los soltó inmediatamente, naturalmente sin indemnización alguna por la prisión con trabajo forzado sufrida durante 21 dias y las noches pasadas engrillados. Mucho menos se ha pensado en castigar al comisario, hijo del mismo caudillo, que cometió tal atropello. Los peones, cuando fueron absueltos por

el juez, se mandaron mudar inmediatamente á otra provincia, huyendo ante las amenazas del comisario. En aquellos lugares apartados del mundo civilizado el salvajismo y el caudillaje festejan todavía sus orgías libre é impunemente. No forma este hecho una de las menores rémoras para que el capital se lleve á aquellas apartadas regiones, y es preciso que aquellos que se empeñan en la civilización del país entero, sepan eso y lo tomen en cuenta. Hago mención de tales hechos aquí, para llamar la atención de aquellos á quienes compete sobre el hecho de que la legislación debe estudiar con grande atención la relación que entre las sociedades mineras y los propietarios del terreno existen. La minería lleva vida é importante trabajo al desierto, al salvajismo de apartadas regiones donde las tierras nada valen. ¿Merecen ó no merecen tales empresas muy difíciles y muy arriesgadas la protección por parte del Estado contra los atropellos y las arbitrariedades que de parte de un propietario de la tierra sin cultivo y sin valor alguno, se oponen á su desarrollo y adelanto?

II. — LOS ESTATUTOS DE LA SOCIEDAD MINERA DEL PARAMILLO DE USPALLATA

La sociedad se fundó con el objeto de adquirir, reconocer, explorar, explotar y comerciar los metales, combustibles ú otras materias minerales existentes en el Paramillo. El capital de la sociedad se fijó en 2.000.000 de pesos nacionales, dividido en dos series. La primera serie de acciones de valor de 1.200.000 pesos se distribuirá como sigue:

En 1000 acciones de 500 pesos, denominadas *acciones de transferencia* fueron entregadas al directorio de la primera sociedad de explotación, y se consideraban como integramente pagadas........................	500.000 $
En 400 *acciones de reserva*, en iguales condiciones como las anteriores; 60 de estas acciones fueron otorgadas al primer directorio en recompensa de sus servicios; 5 acciones al administrador-ingeniero como parte en los beneficios que le aseguraban á este, pues el 0.208 °/₀ de las ganancias liquidas, ó sean 0.20 $^{4}/_{5}$ pesos de cada 100 pesos de la ganancia líquida total........................	200.000 »
En 100 *acciones de capital*, pagaderas en cuotas dè 5 °/₀ hasta el 10 °/₀................	500.000 »
	1.200.000 $

El capital efectivo pues de la sociedad es de 500.000 pesos moneda nacional. Es preciso tomar en cuenta que el oro al tiempo de fundarse la sociedad estaba al rededor de 130, que subió hasta 315 y probablemente muy luego estará á 500. El capital efectivo, pues, de la sociedad no alcanza á 300.000 pesos oro. Los contínuos cambios que el papel moneda ha sufrido y sufre, ha perjudicado á la sociedad muy sériamente. Todos los presupuestos y cálculos que se hicieron de antemano quedaron ilusorios por la enorme suba que han sufrido todos los artículos de consumo y el notable aumento que se ha tenido que hacer en los salarios. Este estado de instabilidad de todos los valores de cambio, que resulta del estado de morbidad social y política, tiene que llevar el país á la ruina y á la catástrofe. Estamos pasando por contínuas revoluciones de valores de cambio, y estas siempre son pródromos de otras revoluciones subsiguientes más serias.

El primer directorio de la compañía lo compusieron los Sres. R. Lezica, H. A. Bunge, O. Bemberg, E. Ramos Mejía, J. Moreno, A. Mantels y J. Storni, que son también los que han dirigido la marcha de la sociedad hasta hoy. En Mendoza está representada la sociedad por un abogado y un procurador. Esta organización de la dirección, como usual de todas las sociedades anónimas argentinas, siempre me ha parecido incompleta. Si bien es verdad que la personalidad del capitalista accionista no entra para nada en la marcha de los trabajos de tales sociedades, que el accionista, pues, no es más que la personificación de dinero para los objetos y fines de tal sociedad, también es cierto que todo depende del directorio que elijen los accionistas entre sí, y el mejor gobierno, lleno de la mejor voluntad, pero á cientos de leguas de distancia del lugar donde se trabaja y lucha, por más que sus miembros hagan de vez en cuando una lijera inspeccion, no puede tener siempre conocimientos suficientes para tomar disposiciones benéficas y oportunas. Aunque el directorio, en su elegante escritorio de la calle Florida, esté enteramente al cabo por vía de informaciones y cuentas de la marcha económica y técnica del establecimiento, le falta mucho para comprender lo que requiere y exije la lucha diaria allí en el desierto en aquellas alturas frías y nevadizas, y raras veces se da cuenta de las miles dificultades que al cumplimiento de sus órdenes se oponen. El accionista elejido director sale de su papel pasivo de dinero personificado, á representar la fuerza é inteligencia que debe soplar la vida y movimiento á toda la maquinaria; de él depende el *esprit* y el entusiasmo con que todos los obreros, incluso el administrador, se deben lanzar á la faena, y por más que estos últimos no se consideren por parte del capitalista sino como

mera fuerza de trabajo, ya sea intelectual ó muscular, que á cualesquier hora se compra sobre el mercado del trabajo, y que siempre es fácilmente reemplazable, y que como seres pertenecientes á una ú otra clase social inferior no merecen los que trabajan las consideraciones que los miembros de la clase opulenta se dispensan entre sí, siempre el director general tiene en su mano el de dirigir, animar y avivar el movimiento si quisiera ó comprendiera cómo debe hacer.

El puesto de director general de una sociedad minera exige la muy difícil habilidad de manejar un capital industrial en sus detalles y partes, que son: el capital fijo y el móvil, la parte empleada en instrumentos de trabajo y en salarios. La parte económica del proceso de la producción, que está en esta sociedad á cargo del directorio, exige tanto como la parte técnica, que está á cargo del administrador-ingeniero, un detenido estudio y conocimientos que habiliten al director para confeccionar un programa económico, en que de antemano se haya determinado el monto á que deberá elevarse el capital fijo y el modo cómo este se invertirá gradualmente, y la proporción en que el capital móvil deberá emplearse en sus partes constantes y variables. Las funciones del administrador-ingeniero son muy complejas. La parte económica de la empresa, de hecho está también confiada á su cargo; pero según los estatutos de la sociedad del Paramillo es el directorio el que maneja el capital. El administrador no sabe á cuanto, por ejemplo, se eleva el gasto mensual total de la sociedad, ni lo que se desembolsa en pleitos, abogados, en el directorio, etc. Con todo, se le exige tácitamente que el capital de la sociedad alcance á llenar adelante toda la faena muerta. Es muy natural pues que bajo una organización tal, sucedan anomalías que den lugar á circunstancias como la siguiente: que el directorio, por ejemplo, compre á un pirquenero un derecho sobre una mina por 45.000 pesos, ó sea por el 9 % del capital total, sabiendo que el administrador estaba muy decididamente opuesto á este desembolso, que no tenía ninguna necesidad de hacerse, y otros casos análogos. Pues el administrador tiene á su cargo de correr con *los costos de la instalación y producción.* El directorio se tiene por muy generoso cuando le deja libre disposición de invertir como á él le parezca bien los fondos destinados á la inversión, tanto como capital fijo y tanto como capital móvil. Cree el directorio que es demostrar toda su confianza al administrador, no pidiéndole explicaciones sobre los motivos que justifiquen sus disposiciones en este sentido. Pero al otro lado el directorio cree que sea de su incumbencia exclusiva de correr con todos los *faux frais* del negocio, que nada le importa al administrador, como simple dependiente del directorio.

Estoy muy lejos de querer gestionar á favor de un amor propio mal entendido de parte del administrador-ingeniero. Comprendo desmasiado por experiencia propia, de que el papel que en el mejor caso está llamado á llenar el administrador, es el del Mascarille de la comedia :

Quand nous faisons besoin, nous autres misérables,
Nous sommes les chéris et les incomparables ;
Et dans un autre temps, dès le moindre courroux
Nous sommes les coquins qu'il faut rouer de coups.
(MOLIÈRE, *L'Etourdi.*)

No ; mi intención al publicar estos breves apuntes económicos sobre el manejo de los fondos de una sociedad minera, es la de llamar la atención de otros que se hallarán más tarde en el caso de tener que organizar la dirección de una tal sociedad capitalista; sobre el hecho de que la organización del directorio que corre con la disposición é inversión de un capital industrial, sobre todo en una empresa minera, tiene que ser enteramente diferente de la organización que suele imponerse á la administración para la inversión de un capital mercantil. Este último no tiene otra importancia económica que la de auxiliar en la circulación universal de mercancias y productos en general. Su objeto verdadero en el mercado universal, es el de contribuir á abreviar el tiempo de la circulación del capital universal por sus tres faces, la de la forma de dinero, de capital productivo y de mercancía producida. El capital mercantil siempre pertenece á los *faux frais* de la producción, se halla pues sobre el polo opuesto del que ocupa el capital industrial en las relaciones mutuas entre ambos sobre el mercado universal. Estos caracteres de las dos clases de capital, del mercante y del industrial, hay que tenerlos en vista al confeccionar los estatutos de una sociedad capitalista minera. Y eso no se ha hecho al redactar los estatutos de que tratamos aquí.

Los estatutos de que tratamos serán adecuados á la organización de una sociedad anónima mercantil, pero no de una sociedad industrial, cuyo director, á lo menos, debia ser un industrial de experiencia, con plenos poderes, ó un minero experto. Creo que mucho dinero se hubiera ahorrado en este caso ; los *faux frais* se hubieran reducido notablemente, porque aunque el capitalista instintivamente sabe que la economía es la base de la industria, muy generalmente la busca en la depresión de los salarios solamente y derrocha pródigamente en gastos que cargan en la cuenta del capital fijo y en los así llamados *faux frais* de la empresa. Este es un hecho que sucede en cada principio de la industria de una nación nueva y que parece inevitable.

El capital gastado hasta hoy dia alcanza á noventa por ciento del total del efectivo de la primera serie, sin que se haya concluido de realizar el programa, que desde el principio se había proyectado. Considerando la desvalorización atroz de la moneda y los enormes *faux frais* que resultaron de pleitos y otros accidentes, el capital invertido en faena de explotación efectiva, no ha alcanzado la suma presupuestada. Hoy la empresa ha entrado en la via de producción, aunque las faenas muertas no han sido concluidas todavía. En todo caso para llevar adelante el primer programa en toda su extensión, la sociedad tiene que aumentar su capital efectivo. Hubiérase desde el principio determinado el monto del capital en oro, se hubiera evitado mucha dificultad, pero con el numerario de curso forzoso á 315, y oscilando de un dia á otro en veinte puntos, no hay comercio, no hay industria posible. Esta instabilidad va á llevar al país á la catástrofe más desastrosa, aunque llamen eso la crisis del progreso.

III. — EL MINERAL Y SUS CRIADEROS

La precordillera de Uspallata la forman los componentes geognósticos siguientes:

1° *Esquitas hurónicas ó esquitas archeicas,* que son: filitas y esquitas cloríticas, con mantos de calcáreo hurónico, dolomia y micasquita.

En esta formación se hallan mantos fuertes de grunstein diabas, que por parte está trasformado en serpentina.

2° *La formación siluriana,* muy fuertemente desarrollada, la representan gramwack y pizarra arcillosa. Los calcáreos silurianos no se hallan en la sierra misma, sino solamente al este, en un cerro casi aislado, el cerro de la Cal. Las gramwacks las perforó el granito de los cerros del Agua Salada, cerca de Mendoza, y pórfidos, que ocupan un vasto arenal al sud del Paramillo.

3° *La formación del Rhet* (Trias. superior), la dividimos en tres horizontes: *a*) el inferior, de areniscas ferruginosas, con contenido fuerte de yeso y de sales, cloruros y sulfatos; *b*) el medio, de areniscas de diferentes colores con mantos de arcilla pizarreña, y arcilla bituminosa; *c*) el superior, de areniscas coloradas.

A esta formación pertenecen también los olivindiabasios del Paramillo, y el meláfiro del rio de los Molles.

4° *La formación de terciario,* la representan areniscas con mantos de traquita al oeste del mineral del Paramillo, traquitas y andesitas; las últimas muy frecuentes, las he hallado últimamente

también en el contrafuerte que se estiende á la Punta de la Laja, al oeste del Challao, donde forman los Altos del Cordón.

La formación del Rhet y su horizonte medio, constituyen el panizo del mineral del Paramillo. Areniscas verde-claras y bayas, con abundantes mantos delgados, de algunos centímetros de espesor de arcilla pizarreña, más ó menos bituminosa, forman el cerro.

En medio de esta formación estratificada hallamos una serie de mantos, de algunos metros de espesor, de la roca llamada olivindiabasio, interpuesta en estratificación perfectamente sinclinal con los mantos del Rhet, que forma la roca más importante del mineral.

Pues el olivindiabasio, en bancos de 3 á 40 metros más ó menos de potencia, forma grandes diques de interposición entre los mantos del Rhet. Todos los estratos se estienden en rumbo norte-sud, manteando al oeste con 13° en general. La montaña sobre su faldeo oriental la forma gramwack, y sobre esta observamos cerca de los Hornillos, por ejemplo, que descanza la formación de areniscas réticas, con mantos de arenisca pizarreña. Esta formación rética se extiende hasta la quebrada de San Bartolo, formando la cuesta y la pampa alta de la Cruz del Paramillo. Su extensión horizontal allí es, de este á oeste, como de 7000 metros, la vertical de 324; así, resulta para este complexo de la formación una potencia de unos 1500 metros más ó menos. Encima de estos estratos réticos de la Pampa de la Cruz del Paramillo, interrumpidos y cubiertos muchas veces por apófisis de andesita, que desde el macizo al norte, en el cerro de San Bartolo, se extienden acá, descansa la serie de mantos de olivindiabasio, que se estiende desde la quebrada de San Bartolo hasta el cerro Blanco del Paramillo, en una extensiòn horizontal media de 1500 metros, y una diferencia de nivel de 3099 metros, en el cerro de Santa Bárbara, á 2850 metros sobre el faldeo del Cerro Blanco, ó sean de 249 metros, dando como potencia de estos diques un total de 594 metros. Encima de los diques de olivindiabasio sigue hacia el oeste otra vez la formación del Rhet, con mantos de olivindiabasio de poca potencia, hasta el Cerro Colorado. Calculándose para estos estratos de areniscas réticas hasta las lomas del Hilario, al pié del Cerro Colorado, 1000 metros, resulta el total de la potencia del Rhet en su horizonte medio en el Paramillo de cerca de 3000 metros.

En la formación del Rhet, tanto al este como al oeste del mineral, hallamos fósiles. *Estheria Mangaliensis* IONES se halla muy á menudo en los mantos de arcilla pizarreña bituminosa del Agua de la Zorra en las lomas del Carbón; y muy lindas en el mineral del Oro de los Boques en la quebrada baja; en grandes lajas bitumino-

sas con abundante yeso. Escamas de *Semionotus Mendozaensis* GEIN, en el Agua de la Zorra. En areniscas verdozas sobre el faldeo sud del cerro Blanco, junto al dique Ramos Mejia, en el portezuelo al oeste del Morro Negro, en la punta del cerro, junto á las casas de la Cortada, y en otros puntos hallamos *Pecopteris odontopteris* MORIS (la *Thinnfeldia crassinervis* GEIN) y *Pecopteris tenuis* SCHONW, en magníficos ejemplares, y muchos restos de plantas fósiles. También los troncos de árboles petrificados descubiertos por Darwin se hallan á menudo sobre el faldeo noroeste del cerro de San Francisco, sobre el faldeo oeste del Cerro Blanco, y muy á menudo en las areniscas réticas entre el Cerro Negro y Cerro de la Laja.

Las esquistas bituminosas de esta formación del Rhet contienen á veces nódulos de asfalto, á veces de carbón, y han dado lugar á muchos denuncios de minas de carbón. También sucedió así en el Paramillo. Ya los señores Villanueva y Canto habían abierto un pique en la así llamada « Mina de Carbón ». El señor Dr. Don Francisco P. Moreno se habia entusiasmado por estos mantos, que él creía que fuesen verdaderos depósitos de combustibles, y mi antecesor en la administración de la sociedad, el señor ingeniero B. Waker, había habilitado allí un trabajo de exploración. He tenido ocasión de persuadirme que tales mantos no tienen importancia alguna.

Después de mi retirada del Paramillo, se ha puesto otra vez allí un trabajo sobre una mina de carbón que jamás dará resultado. Estas esquistas bituminosas son á veces trasformadas por el calor, á inmediaciones de la andesita, en lidita negra y porcelanjaspe. Así sucede, en grande escala, en el Cerro de Oro de los Boques. como también en el Morro Negro, en cuya formación entra la lidita sobre todo como importante componente. Claro está que ni carbón ni aceite mineral puede haber en tales mantos metamorfoseados. Pero aun allí en donde tal metamorfosis no ha tenido lugar, estas esquistas bituminosas no tienen valor. Pudieran como en el Cerro de Cacheuta contener en hondura, quizás, petróleo ó brea mineral, pero la inmediación de grandes cúmulos de andesita eruptiva como en el Paramillo, no permiten abrigar esperanzas de dar por medio de costosas perforaciones con fuentes esplotables, y seguramente nunca con carbón.

Numerosas minas de carbón han sido denunciadas en los últimos años en la Rioja, San Juan, Mendoza y Neuquen, y ninguna de ellas resultó explotable. Parece que de todas ellas, la mina de Reta, de Mendoza, haya sido la mejor; de allí he visto y ensayado buenas muestras de carbón, pero también muestras no más,

sin importancia para una explotación del criadero. La mayor fama obtuvieron las célebres minas de Paganzo, donde el señor Brackebusch, según un lucido informe pasado al Gobierno Nacional, asegura haber descubierto por un método científico *ilimitadas cantidades de carbón.* El periódico de química alemán festejó el gran descubrimiento de su sabio paisano, pero por desgracia resultó en seguida, que estas ilimitadas cantidades de carbón existían solamente en la fantasía del célebre descubridor! Investigaciones posteriores destruyeron la bella ilusión! Ni carbón ni fierro! La naturaleza brindó muy parcamente los así llamados *medios de trabajo,* como son el carbón, fierro ó metales en general, leña, madera y corrientes de agua cuya fuerza fuese explotable, á la República Argentina. Faltan casi por completo estos medios de trabajo y con ellos también la posibilidad de que el país pueda desarrollar en grande esa industria. Su riqueza consiste en su suelo fértil que le brinda grandes cantidades de víveres ó *medios de subsistencia naturales.* Por su agricultura y ganadería será un país rico, nunca por la industria. La organización de la producción ha creado una división territorial del trabajo, como una división individual del trabajo. Gracias á esta división territorial, algunos paises esencialmente agricultores deben conformarse con proveer á otros industriales las materias primas para su producción. En este caso se halla la República Argentina, que no obstante el sistema proteccionista casi prohibitivo, nunca será un país industrial, debido á las condiciones de su naturaleza. Este sistema proteccionista, al contrario, daña al libre desarrollo de nuestra agricultura y ganadería en gran escala; proteje al sistema chacarero de la labranza, y es una de las funestas causas de la crisis actual, que amenaza tomar dimensiones incalculables!

En el Paramillo mismo no hay ni carbón ni petróleo. Pero el último, como es sabido, se ha hallado en el Cerro de Cacheuta, y ensayos hechos con este material, que parece más bien una brea mineral, según el señor Fader, han demostrado su grande valor como combustible y como materia bruta para producir el gas de alumbrado. Por el Ferro-carril Trasandino de Mendoza á Uspallata este combustible será facilmente llevado al Paramillo, donde todos los gastos hechos en las esquistas bituminosas en busca de carbón son gastos infructuosos y disparatados.

El componente más importante de la formación, que hace de panizo de los criaderos metaleros del Paramillo es el olivindiabasio, así llamado por Stelzner; Burmeister ha llamado esta roca meláfiro y Francke la clasificó de dolerita. Es una dolerita ó basalto feldespático, de edad geológica rética; de edad más antigua que

los doleritas en general, y por eso pues una palaedolerita, ó sea una dolerita antigua ante-mesozoica.

Esta roca demuestra por lo general un hábito afanítico, con pequeñas caras de feldespato relumbrantes en la masa. Bajo el microscopio se reconoce una estructura granulosa y cristalina, una composición de plagioclásico claro y augita parda-oscura; contiene olivina, llenada de pequeñas picotitas (pleonasta ó espinela negra) y pequeños octaedros de magnetita.

Tiene fuerte tendencia esta roca á tomar la estructura amigdaloidea. Estas amigdalas redondas son generalmente de pocos milímetros de diámetro y llenados de calcita en forma de un romboedro. Estos romboedros algunas veces llegan á un tamaño mayor de 5 y aun de 8 centímetros de grueso, y se hallan en la roca del Cerro del Rosario muy á menudo sobre el faldeo al este de la casa de la administración de la sociedad. También el jaspe rojo se halla en segregaciones en esta roca y en vetas de algunos centímetros de grueso, como en el Cerro de la Chilena, en el cordón del Agua Astargo, al norte del Cerro de la Laja. Calcedónia y ágata se hallan á veces tambien en esta forma.

Esta misma roca muestra en los cerros del Agua Guanaco hábito porfiroideo, hallándose individuos de feldespato segregados en la roca.

La toba formada del olivindiabasio es arcillosa y forma brecha, de una arcilla pizarreña fina que contiene fragmentos de esta roca. Se incha en el agua y desecada al aire da una tierra pizarreña. A veces forma bolas de arcilla compacta. Esta toba, llamada mantos por los mineros, forma bancos entre los mantos de la roca firme.

El olivindiabasio forma mantos paralelos dentro de la formación rética, y paralelos á la estratificación de las areniscas y la arcilla pizarreña de la última formación. Son, pues, mantos de interposición de roca eruptiva dentro de una formación sedimentaria, descansando sobre capas réticas y cubiertos por capas réticas.

Los mineros del Paramillo llaman á la formación de areniscas réticas *panizo blanco*, y al olivindiabasio *panizo negro*. Debajo del panizo blanco, en el Cerro Blanco, Cerro de la Carranza y Cerro de San Francisco, ellos saben que á algunos pocos metros se halla el panizo negro.

Los criaderos metaleros son vetas reales que arman en estado explotable solamente en el panizo negro pero penetran algunas también en el panizo blanco. Del plano geognóstico anexo se pueden ver las relaciones entre los criaderos y los dos diferentes panizos y todas las vetas hasta hoy en laboreo y conocidas en el mineral.

Los minerales que forman la masa que llena las vetas son los siguientes :

1° La ganga predominante es *masacota*, que no es más que materia del olivindiabasio triturada y molida, y luego endurecida en el rajo abierto de la veta. Es arcilla ferruginosa que correspondiente á la estructura de fajas paralelas de los minerales que forman la veta, se halla en guías de planos más ó menos paralelos, á veces con gran anchura, separando el metal en guías separadas entre sí por ella. El color de esta masacota es gris de plomo en la región de los fríos, ó sea en la parte baja de las vetas, á donde los minerales no han sufrido ninguna oxidación ó descomposición por la influencia de la atmósfera, y color de hierro pardo en las partes de la veta al sol y cerca de allí abajo, en los metales llamados los cálidos. Dentro de la masacota se hallan pequeños pedazos de olivindiabasio en fragmentos esquinados agudos, pero pocos. La dureza de la masacota es generalmente no muy alta ; esta ganga se quiebra á pico y cuña fácilmente en los cálidos, y es más firme en los fríos, pero siempre es mucho más blanda que la roca que forma el panizo negro. En algunas vetas, como la Trinidad y Vallejos, la masacota contiene impregnaciones muy finas y ricas de metales, y en la Vallejos las masacotas blancas contienen hasta el 0.20 °/₀ de ley de plata. En los cálidos la masacota tiene casi siempre ley de plata, y en muchas vetas ley subida. Son frecuentes las rajaduras de algunos milímetros de ancho en la masacota y estas contienen lo mismo que las paredes de las antiguas minas, eflorescencias de sulfato doble de sosa y magnesia en agujas finas y en copos. La guia arcillosa que se halla en todas las vetas entre el metal y el panizo sobre los respaldos de las vetas la llaman los mineros jaboncillo.

2° En segundo lugar debemos citar entre los minerales que forman la ganga, la *Siderita* ó el hierro espático, el carbonato de hierro, en que arman los metales ricos de plata. Al sol se trasforma en hierro hidroxidado y se cubre de una capa negro-parda.

3° El *Brunespato*, que es un carbonato de cal, magnesia, hierro y manganesa ; se pone negro al contacto del aire.

4° El *Cuarzo* es ganga que no entra en gran cantidad en los componentes de la vetas. En huecos se halla á veces en cristales de la combinacion ∞ P, P. En la mina Rosario se han visto también muy lindos ejemplares de estos.

5° *Piedra cornea* se halla en las vetas.

6° *Hierro pardo*, hidrato de peróxido, se halla en los cálidos en masas compactas, formados por la descomposición al aire de la siderita. Los mineros llaman chicharrones esta ganga cuando está esponjosa como escoria ; á veces es muy rica en los cálidos.

7º La *Baritina* es bastante rara en el mineral, pero se halla en la Rosario, Florida, Santa Rita y Vallejos. Suele acompañar los buenos metales más ricos en ley de plata, pero no siempre.

8º La *Plata nativa* la he hallado en la veta Belen, en cuarzo, en la forma filamentosa fina. Es interesante que en la misma labor á 40 metros de hondura se halle petróleo en inclusión pardo-amarillento en la veta. En el pozo sobre el empalme de las vetas Rosarito y Trinidad, bajado por D. Federico Maza, á quien se deben muchísimos trabajos de exploración en el mineral, se ha dado con plata nativa en pegaduras y chapas en masacota.

9º *Oro nativo* no se vé nunca en los metales, pero en casi todos los cálidos se puede, por ensayo, determinar una ley de oro. Los cálidos de la Vetilla contienen 10 gramos de oro por tonelada de 1000 kilógramos, y así fué pagado este metal también por la fundición de la Muldenerhütte en Freiberg, en un metal que contenía 0.51 °/₀ de ley de plata; esto pues corresponde á una ley de 0.196 °/₀ de oro en la pasta de plata pura.

10. La *Argentita*, es la plata sulfurea, llamada por los mineros el plomo ronco, con ley de 87.05 °/₀ de plata. Se conoce este metal en el mineral de la Vallejo, la Rosario, la San Lorenzo y Santa Rita. Hallé pequeños fragmentos de este metal sobre el antiguo desmonte del Chiflón del Cura, de la veta Cementerio, al oeste del empalme con la Vetilla. Entre los mineros viven todavía tradiciones de los plomos roncos de la Vallejos que se cortaban á cincel. Probablemente algunas galenas muy ricas deben su alta ley á un contenido de este mineral, y lo mismo sucede con las masacotas blancas.

11. La *Galena* es el metal más común en las vetas, y se halla en todas ellas. Es de estructura hojosa, entonces la llaman los mineros soroche plomo de bala; pasa á granudos, de grano grueso y luego á grano fino; y en el último caso la llaman acerrado fino. Por lo general, la última es algo antimoniosa y de ley elevada, probablemente por un contenido fuerte de tetraedrita que la acompaña muy á menudo. La galena más rica en el mineral es la de la mina San Isidro, que alcanza hasta el 1 °/₀ de plata, pero seguramente gracias al contenido de argentita que se halla sobre la veta.

Las galenas puras de la Carranza tienen una ley de 0.80 °/₀ de plata. Pero generalmente las galenas varían poco alrededor de 0.50 °/₀, y cuando parecen ser de ley mucho más alta resulta que otro mineral de plata rico esté mezclado con la galena. Galena mezclada con mucha blenda toma un color muy oscuro y es de baja ley. Tales metales, de 0.20 y 0.30 °/₀ de plata, hay muchos en dife-

rentes vetas. La galena se halla muy raras veces en cristales. No he visto el célebre metal que los mineros llaman galena rosada y que se ha hallado antes en la Vallejos; dicen que tenía 5000 marcos de ley, pero supongo que habrá sido rosicler oscuro.

12. La *Blenda* es muy comun en todas las vetas. La negra no tiene ley de plata; una parda, la atabacada, tiene 0.15 %, y una más clara, de color café, de la Vetilla, tenía hasta 0.80 %, probablemente debido á un contenido de tetraedrita. Cristales de blenda en la combinación $\frac{0}{2}$-$\frac{0}{2}$ y en gemelos octaedricos se hallan en la San Pedro. La blenda del Paramillo contiene una ley subida de cadmio.

13. La *Chalcosina* ó cobre sulfureo, con 79.72 % de cobre, se halla una que otra vez en las vetas Rosario y Santa Rita.

14. La *Chalcopirita* ó pirita de cobre, ó el bronce de cobre de los mineros, se halla en todas las vetas. Generalmente mezclada va con pirita de hierro y por eso varia mucho, tanto su ley de cobre como de plata. La última alcanza hasta 0.80 % en la Santa Rita. Este mineral se halló en mayor abundancia en las minas San Leonardo y de ley de plata de 0.78 % para arriba.

15. La *Pirita de hierro* ó el bronce blanco, la llaman los mineros del Paramillo arsénico, aunque nada tiene que ver con el arsénico. Es muy común en todas las vetas. Se halla á veces en cristales, en cubos y pentagondodecaedros. Los minerales en cristales son poco comunes en el Paramillo; el que más frecuentemente se halla cristalizado es esta pirita, después la blenda, el cuarzo y la galena. La pirita la hallamos en antiguas minas, como forma secundaria, en incrustaciones sobre las paredes, como por ejemplo en el socavón del Sauce. Nunca tiene ley de plata este mineral. Allí, en donde las vetas apretan entre durezas del cerro, este mineral es casi siempre entonces el único sulfuro que se halla en masacota sobre la veta.

16. La *Antimonita* ó el antimonio gris; el sulfuro de antimonio se ha hallado una que otra vez en la Santa Rita.

17. La *Tetraedrita*, fahlerz, ó el cobre gris, llamado antimonio por los mineros del Paramillo, es, de los metales de alta ley, el más importante por la frecuencia con que ocurre en todas las vetas. Se halla en masas amorfas y estructura de grano muy fino, color oscuro de acero gris, y acompañado por chalcopirita, blenda y galena, en siderita. No contiene arsénico, y puro da 6.97 % de plata, 13.51 % de cobre y 9 % de fierro. El mineral pues es un cobre gris antimonial, de elevada ley de plata, y de baja ley de cobre, probablemente de la combinacion $Fe_4\ Ag\ Cu_7\ Sb_8\ S_{21}$; ó considerando la forma general de estas tetraedritas de $4Fe\ S\ Sb\ S_3 + 4Cu_2\ S$

$Sb\ S_3$, como una tetraedrita en que un equivalente de plata haya reemplazado un equivalente de cobre. El mineral contiene baja ley de oro, del cual hemos de hablar en otro capitulo. No he visto cristales de este mineral, pero me aseguran que de la Santa Rita se han sacado tales. El mineral se halla muchas veces en guias finas y en impregnaciones de siderita; raras veces enteramente puro, casi siempre intimamente ligado con blenda ó galena.

18. El *Rosicler oscuro*, llamado en el Paramillo por los mineros sangre de toro, se presenta en la mina Rosario entre galena finamente diseminada. Las minas que antes han sido célebres en el mineral por su riqueza en rosicleres, fueron sobre todo la Vallejos, donde fué la mina Esperanza, que dió la galena rosada que no era otra cosa que rosicler oscuro entre galena, según me la describen. Daba comunes de paya de 5000 marcos. La Santa Rita dicen ha sido rica en este mineral, como también la Alcaparrosa, y me aseguran que del pique en la San Romualdo se han sacado metales con pecas de este mineral.

19. El *Rosicler negro,* es la plata agria de nuestros mineros, probablemente estefanita. Yo no la he visto, pero los antiguos mineros hacen mencion de ella de la Vallejos y de la Florida.

20. La *Plata córnea blanca* ó el cloruro de plata, se halla en los metales cálidos al sol de las vetas, diseminada finamente por la masacota y el brunespato. Antes dicen se hallaba en masas compactas, pero en el Paramillo la kerargyrita pura, ó sea el cloruro puro de plata, hoy en dia es relativamente escasa, y no se halla como en el mineral del Tontal, al norte, de donde he visto espléndidas muestras últimamente.

21. La *Embolita* ó sea la plata córnea verde, es más frecuente y se halla en todos los cálidos, á veces en guías pintadoras muy lindas. Muy recien todavia la Vetilla dió al sol muy ricos cálidos, de comunes de varios cientos de marcos de ley, con embolita color verde y verde bayo. En el museo de La Plata hay hermosas muestras de este mineral; todas las muestras buenas que hemos hallado en el mineral, han ido al poder del Sr. Dr. D. Francisco P. Moreno, director de dicho museo. Tambien el *ioduro de plata* se hallaba antes en los cálidos.

22. El *Chrysocol* ó el cobre silicatado, se halla muy raras veces en el mismo mineral; se presenta al sol en la Alcaparrosa.

23. La *Malaquita* lo mismo; la he visto del socavón de la Rosario y de la San Leonardo.

24. La *Azurita* ó el cobre azul, el metal azulado de los mineros, es menos rara y se observa á veces aunque escasa en los cálidos de la Santa Rita, Alcaparrosa, etc.

Las vetas del mineral del Paramillo son muy variables en su potencia. Las más anchas abren á 14 metros de anchura; generalmente no pasan de pocos centímetros. Algunas son vetas múltiples como la Vallejos, Alcaparrosa y Vetilla; las otras son simples. El mineral tiene la forma de abanico; el sistema en su totalidad pertenece al sistema llamado por los alemanes *Strahlengange,* pues la veta Santa Rita alta en el estremo norte del sistema, rumbea á 341° término medio (ó sea oeste 71° norte) y la Alcaparrosa que forma el estremo sud del abanico rumbea término medio 268° (ó sea sud 88° oeste). Incluyen pues las dos vetas un ángulo de 73°, y el punto de que irradían se calcula estar situado en la Pampa alta de la Cruz del Paramillo, más ó menos en el lugar cuyas coordenadas son :—200 + 3040 del plano anexo, en el cual las abscisas son positivas al este, y las ordenadas positivas al norte.

No hay una sola falla observada hasta hoy en las vetas, pero sí en el cerro, de tal modo que el respaldo bajo de la veta ha bajado algunos centímetros, como se puede observar allí donde la veta corta por manto, y se puede determinar esta falla muy bien en el socavón del Sauce, sobre la veta de la Santa Rita.

El manteo de las vetas es sumamente irregular. En general mantean al norte, pero muy á menudo también mantean parcialmente al sud, y bajo ángulos que varían entre 60° y 90°.

Es esta irregularidad del manteo, una de las causas principales por qué existieron, antes que la sociedad haya planteado sus trabajos, tan pocos piques en el mineral, y por qué los existentes bajados sobre la veta no han servido.

La distribución del beneficio, ó sea de los metales, en las vetas es también enteramente irregular, y de los planos que levanté de cada veta con especial cuidado de aclarar su parte de beneficio y de broceo, tanto al sol como en el laboreo antiguo á donde haya sido posible, no he podido deducir ley ó regla fija para que pudiese seguir la disposición del laboreo sobre una base fija é infalible. Al sol, en los metales cálidos, la ley de plata es muy alta. Hasta aquí en ninguna mina la ley de los frios debajo de los cálidos ha estado en proporción á la altísima ley de los últimos. Eso es una esperiencia que se ha hecho en la mayor parte de los distritos mineros. Pero también sucede que los cálidos se hallan de buena ley en mayor extensión sobre la corrida de la veta, de aquella que suelen tener los metales frios en hondura. De ahi resulta que la cantidad de metales cálidos de buena ley ha sido evidentemente muy grande en el Paramillo, y hoy en dia todavía hay una inmensa cantidad de cálidos de leyes entre 0.10 y 0.20 °/o de plata, que para el proceso de la lixiviación, de que hablaremos detalladamente más abajo,

ofrecen una materia prima muy importante. La hondura á que llegan los cálidos varía, pero no pasa de 30 metros.

Excepcionalmente en la Trinidad se ha hallado la masacota oxidada todavía parcialmente debajo de la quebrada del Rosario á 50 metros y con baja ley de plata en forma de halogenos. Parece que también en la Vallejos la región de los cálidos baja muy abajo, y en aquella veta hay aun arriba, en la parte cerca del sol, mucho metal cálido de ley de 0.15, 0.20 y aún de 0.30 °/₀.

Fijándonos en el plano general de los criaderos, vemos, por la situacion de las boca-minas de importancia en las diferentes vetas, que el beneficio se presenta en zonas ó fajas, que en alemán se suelen llamar *generelle adelsvorschübe*. Estas zonas se estienden del noroeste al sudoeste, ó sea aproximadamente en el rumbo 22° á 202°. La primera de estas dos zonas la determinan las minas situadas de la Quebrada de San Pedro al oeste hasta el contrafuerte del Pique Bemberg. Tirese, como eje central de esta zona, una linea de 2933 metros de altura desde la punta sobre el Cerro del Rosario al Pique Bunge, y se verá que quedan cerca, á ambos lados de esta línea, una serie de minas importantes, como son aquellas que sobre la veta Mendoza, las dos Mercedes, la Trinidad de la Florida, la San Lorenzo y la Santa Rita trabajan al norte del carril á Chile, ó sea del Rio Seco del Paramillo. Se vé luego que á esta misma zona de beneficio pertenecen al sud de dicho carril las minas sobre las vetas Cementerio, Pilar, Chilena, Riera, la mina Bunge sobre la Calceta, la mina los Gringos sobre la Vallejos, la Vistosa, la San Salvador sobre la veta Socorro, y las labores sobre la Alcaparrosa, al norte de la Quebrada Vallejos.

El eje de la segunda zona, que se halla al oeste de la primera, la determina una linea de 2902 metros de altura tirada desde la punta del Cerro Rosario á la mina de San Francisco sobre la veta Vallejos. En esta zona todas las vetas han tenido al sol beneficios muy importantes, desde la Rosarito hasta la Alcaparrosa. De fama han sido en esta zona la Mendoza, las Mercedes, el Tajo y la Florida, la Cortada de Cabeza, los Floreros, la San Francisco, etc. La tercera zona la determina una linea de 2866 metros de alto tirada del Cerro sobre el cordón de la Polvorera al empalme de la San Romualdo con la Alcaparrosa. Las minas sobre la Rosarito, Rosario, Belen, Cementerio, Vetillas, Vallejos, Alcaparrosa y Romualdo pertenecen á esta zona, que con todo, es la que al sol presenta la menor importancia, pero hace suponer con casi certeza absoluta, que las vetas Belen, las Tajo y Florida unidas, las San Pedro y San Lorenzo unidas y la Santa Rita debajo del panizo blanco (estratos del Rhet) del Cerro Blanco deben estar en beneficio. De este

problema hablaremos luego más abajo detalladamente. En fin, la cuarta zona, muy importante por la alta ley de los metales que en ella se han extraido de las vetas, es la zona determinada por las minas Santa Rosa, San Isidro, la Carranza, las grandes minas del Cerro Vallejos y la mejor mina de la veta Alcaparrosa.

Podemos determinar dos zonas más al este. La primera determinada por la mina San Bartolo, la Cortada del Rosario y Santo Domingo, á que se agrega la Santa Bárbara, luego la San Leonardo y algunos descarpes sobre la Alcaparrosa, sobre el faldeo norte del Cerro la Chilena; y la segunda de la mina Ximenes (en el Rincon de San Antonio) por la principal mina de la Santa Rita alta, Celia y Buenos Aires. En estas dos últimas zonas es muy fácil que trabajos serios de cateo harían descubrir todavía minas de importancia, pues es casi imposible que dentro de los límites de de las zonas indicadas no se hallasen todavía vetas en beneficio entre San Bartolo y la Santa Bárbara, como también al sud de la Alcaparrosa sobre el Cordón de la Alcaparrosa, sobre el de la Romualdo y del Cerro Aspero.

Intimamente ligado al fenómeno de las zonas, que no cortan los rumbos de las vetas en ángulos rectos, es la distribución del beneficio en hondura sobre las vetas. Evidentemente el metal se halla en clavos ó sean columnas de beneficio, lo que los alemanes llaman *Erzsaulen* y los ingleses *pay-chimneys* ó *sloops,* y estas columnas de beneficio no bajan estrictamente en una vertical, sino que inclinan al oeste.

El beneficio en las columnas está interrumpido por los mantos de toba que separan los bancos de olivindiabasio entre sí. Las vetas, dentro de estos mantos, se deshacen en muchas guias angostas con ramificaciones y brocean completamente. Este broceo es ley general en el mineral. Debajo del manto vuelve la veta á armar y formar de nuevo caja, volviendo á pintar en beneficio, pero parece que de un banco á otro el carácter del metal sufriera variaciones. En la mina Rosario el metal del banco inferior es más blendoso que en el de más arriba, y por eso la ley de plata más baja en hondura. En la mina Ramos Mejía, sobre la veta las Vetillas, esta grande veta que en la galería 80 (quiere decir, en la galería que á 80 metros de hondura se abrió desde el pique á la veta y en seguida á hilo sobre la veta) alcanza á algo más de 14 metros de anchura, estaba en broceo, pero la galería no entró todavía en la zona que se buscaba y donde se esperaba el beneficio. En la San Romualdo el pique, después de cortar el manto de 17 metros de potencia, alcanzó en el segundo banco ó dique de olivindiabasio, la veta con 0.30 metros de anchura y con rosicler; el metal era de

mucho mejor ley que encima del manto. Los planes en este pique estan á un nivel más bajo del alcanzado en el mineral (2716 metros) pero como los bancos del olivindiabasio mantean con 23 °/₀ al oeste, el banco en que se hallan estos planes en el mineral al este, no se halla ya, porque quedaría allí, en la distancia del Cerro Blanco á la altura de 3000 metros, ó sea á muchos metros más alto que el terreno.

Por el chiflón de la Esperanza se ha penetrado en la veta Vallejos á un segundo dique de olivindiabasio debajo del manto broceador. La altura (sobre el nivel del mar) á que corresponde este plan de la mina es de 2701 metros. Penetró mucha agua por el manto á la labor, tanta que los botilleros no la han podido sacar, pero los alcances de galena rosada en masacota pintadora dicen que han sido muy ricos, y mejores que los metales en el dique encima del manto. A la par de las columnas de beneficio, que corresponden á las zonas, se halla metal en ojos y salpicado por las vetas. tetraedrita y blenda colorada son los metales que muestran esta forma de criadero. Las tetraedritas más puras en siderita se hallan de este modo en la Vetilla, Santa Rita, Florida, etc., muchas veces.

Nó he podido observar una sucesión constante determinada en que los diferentes minerales se hallasen colocados en las vetas. En la Rosario, en el segundo banco ó dique, está sobre el jaboncillo de la caja del lado del respaldo bajo, una guía fina de cuarzo carcomido lleno de huequería; sigue una gruesa faja de galena-soroche; luego una guía fina de piritas, con poca chalcopirita; después sigue una guía de blenda parda (atabacada dicen los mineros); después una guia de galena fina acerrada y encima de esta sigue una ancha faja ó guia de siderita con ojos y riñones de chalcopirita, blenda y tetraedrita, que está cubierta por masacota sin metal, separada del respaldo alto por una guía de jaboncillo. Pero esta sucesión de minerales no es constante. Sobre la misma veta se halla la sucesión siguiente: una faja de galena-soroche con tetraedrita y muy poca chalcopirita sobre el jaboncillo del respaldo bajo, y encima de esta una guia gruesa de siderita con galena fina acerrada y abundante chalcopirita.

Las vetas tienen tendencia marcada á abrir en dos ó más guias, que se separan y vuelven á juntarse. Generalmente no es más que de masacota el medio que separa las guías, y ellas no constituyen entonces una doble veta, pero arman entre las cajas de una misma veta. Son frecuentes los casos en que tales ramales forman cajas cada una por si, é indican una verdadera bifurcación de la veta. Los mineros llaman á este último caso el empalme de un crucero.

Pretenden algunos que antes del empalme se suelen hallar los ricos alcances, pero no parece que así fuese siempre, salvo escepciones. Hemos de hablar más abajo de importantes casos de encruzamientos de las vetas.

Tengo que mencionar todavia, que dentro del panizo blanco, en aquellas vetas que penetran visiblemente dentro de este, el metal ha sabido ser bueno. Tenemos aquí en el mineral minas que arman en el panizo blanco y son de muy buena ley. En el plano podrá ver el lector que hay muchas vetas que parecen no penetrasen dentro del panizo blanco. Pero estas vetas se hallan abajo del panizo blanco en los bancos de olivindiabasio en su estado normal, y á veces con metal de buena pinta. Examinando estas vetas con atención, se podrá observar que ellas han sido abiertas en el panizo blanco, ó en las areniscas réticas, pero parece que como las areniscas han ofrecido menos resistencia á la fuerza terrestre que causó la apertura de la veta, ó han sido más elásticas, la veta abrió en ellos con menos anchura que en el olivindiabasio, la rajadura abierta se volvió á llenar con trozos y pedazos de la misma arenisca que forma el panizo. Muchas veces es imposible hallar señal visible de la veta en el panizo blanco, pero la veta del Tajo puede seguirse como un pelo fino, y más al oeste como verdadera veta boba por medio de las areniscas del Cerro Blanco. Recuerda este fenómeno la ramificación de las vetas en los mantos. Con todo puede cerciorarse el lector del plano, que las vetas de mayor potencia penetran en el panizo blanco con caja bien formada y con metales.

Los mineros distinguen entre las vetas que arman en el panizo blanco y en el panizo negro, y las que arman solamente en el panizo negro. Hemos visto que esta clasificación se funda sobre una diferencia aparente. La edad geológica de todas las vetas es postrética, y generalmente la causa genética que dió lugar á la abertura de las vetas la debemos buscar en las mismas fuerzas que causaron las erupciones de la andesita, que en grandes cúmulus y en fuertes apófisis se halla en las inmediaciones del mineral. Esta andesita hornblendífera perforó todas las capas del Rhet, y penetró aún mismo entre los diques de olivindiabasio en forma de diques de inyección, por ejemplo en el Cerro Aspero. La erupción de la andesita ha movido toda la formación del Rhet, y como las masas que constituían esta formación no han podido ceder á la gran presión, se han tenido que rajar, y estas rajaduras son las vetas, que más tarde se llenaron de minerales. La causa de la apertura de las rajaduras que forman las vetas, pues, fué una dislocación de una parte del cerro por presiones laterales.

La forma de abanico que muestran las vetas en su conjunto, me la explico, por haber sido la presión, que debe haber ejercido su fuerza en dirección del este al oeste, más fuerte en la parte norte del mineral (es decir del vértice del abanico al norte), que en la parte Sud.

Después de la abertura de las vetas, comenzó el proceso de rellenarse las rajaduras abiertas. Pero durante este proceso de infiltración de soluciones metaleras, han seguido movimientos de dislocación en el Cerro, durante los cuales las masas en presión mutua la una contra la otra, y en un movimiento lento de dislocación, trituraron el material que las componía en una masa fina, que fué llevada junta con las soluciones infiltrantes adentro de las vetas y allí dieron lugar á la formación de la masacota con una fina impregnación de metales. El movimiento de dislocación en el cerro fué intermitente, y así también la corriente de soluciones metaleras. Cuando las últimas se echaron á la veta sin que tuviese lugar el movimiento del cerro, se formaban las guías de metales, y si el agua llevaba solamente el material triturado, durante el movimiento se formaban masas de masacota sin ley.

De las soluciones metaleras se formaban las guías de metales sulfurosos por cristalización sobre las paredes de las vetas. El origen de los metales y de las soluciones debemos buscarlo en el mismo olivindiabasio que forma los bancos del panizo de las vetas. En las galerías de cortada (llamadas también frontones á crucero) podemos observar que la roca junto á las vetas es de diferente color, y por consiguiente que alguna filtración ha tenido lugar. Piritas de hierro se hallan muchas veces sobre pegas y pelos en la roca. Probablemente los minerales componentes del olivindiabasio contienen silicatos de metales; quizás estos se hallen en la Augita, y de allí llegaron en forma de sulfatos á las vetas, en las cuales fueron reducidos á sulfuros por cuerpos orgánicos, por ejemplo por petróleo, que se halla todavía como hemos visto en las vetas, como en la Belen, por ejemplo

Las diferentes vetas conocidas y en explotación, y con labores antiguos del mineral son las siguientes:

1ª La veta *San Bartolo.* La boca-mina única sobre esta veta, se halla situada (en medio del respaldo este del chiflón) con las coordenadas del plano: + 1326.30 + 1726.46 + 299.47 (estas coordenadas se refieren á la cima del Cerro Blanco). La veta rumbea á 120 ½° y mantea 65°N. Lleva una anchura de 0.50 metros y pinta en buenos cálidos con guía de embolita; de esta veta he visto una peca de ioduro de plata amarillo, que los mineros llaman metal yema de huevo, y que segun las tradiciones se ha hallado antes

con frecuencia en las vetas del mineral. Tiene este halogeno argentifero una ley de 46 °/₀ de plata. Los rajos de la mina están llenos de pedrazón que las crecientes han traido del cerro, en cuyo faldeo se halla. La veta está muy poca descarpada por su desfavorable situación topográfica en una sierra muy áspera y entrecortada. Parece que fuese la misma veta de la Buenos Aires ó Celia. El panizo es olivindiabasio.

2ª La *Santa Rita Alta*. Situación de una señal geométrica sobre un farellón al norte de la boca-mina: + 735.18 + 2690.27 + 322.26 rumbo general 341°, mantea al este 80°. La veta está descarpada por el largo de algunos cientos de metros. Una labor de pirquen está en regular beneficio de cálidos y poca galena fina. La mina fué objeto de un pleito entre la sociedad y un pirquenero. Su situación tan alta (3184 metros) y en un terreno casi inaccesible, hace sumamente difícil la explotación. También hay agua en la labor, pero agua del sol como dicen los mineros, para distinguir el agua que entró de arriba por la boca-mina, gracias á la lluvia y la nieve, del agua que brota en la mina mismo, que llaman agua de pié. La sociedad ha solicitado el derecho de abrir socavón conforme al Código Minero desde la quebrada de la Santa Rita Alta acá, y este socavón con un largo de unos 350 metros, cortará la veta en una hondura de 114 metros, después de cortar con el largo de 264 metros la veta Celia.

3ª La *veta Célia*. Situación de la boca-mina: +501.74+2589.94 + 248.00. Rumbo 313° y manteo casi clavado ó sea vertical. También fué pleiteada. La veta es angosta, pero ensancha hacia abajo y dió buenas galenas en cálidos de leyes de 0.80 °/₀ arriba. El socavón de ordenanza de la Santa Rita alta abrirá esta veta en unos 40 metros de hondura.

4ª La veta *Buenos Aires*, que quizás sea la continuación de la San Bartolo. Un farellón al norte de la boca-mina se halla situado en: + 269.24 + 2485.96 + 218.49. Rumbo general 127 ½° y mantea al norte 65°. Ha dado cálidos de regulares leyes y está poco trabajada. También estaba en pleito.

5ª La veta *Ximenez* en el rincón de San Antonio, al pié del enorme cerro de San Bartolo (3338 metros de altura) tiene nombre por los muy ricos cálidos que antes se han sacado de allí. Esta veta ya pertenece á las minas de oro de la sierra Aspera, que arman en la andesita, ó en toba andesitica, y que son de importancia. Forman aquellas minas el mineral del Agua de la Mina, de que trataré en otro lugar.

6ª La veta *Trinidad* ó la *Trinidad del Rosario*. Esta veta está descarpada en un largo total considerable de cerca de 2500 metros,

sin contar con sus ramales. Su situación topográfica la hace perder mucho de valor. Las minas que se han abierto sobre esta veta son: 1ª La Santa Bárbara (situación de las boca-minas — 117.30 + 1650.05 + 189.70 y — 45.57 + 1421.13 + 197.59). La veta está muy rajada hacia el este, en el aguaducho que baja á la quebrada de San Bartolo. De allí pudiera abrirse un socavón á hilo (sobre la veta) con mucha ventaja. El chiflón está lleno de agua, pero en las rajas hay metales mezclados entre cálidos y fríos, galena y tetraedrita que convidan á una explotación; 2ª La mina Cortada del Rosario, en el empalme con la veta de Santo Domingo (+ 41.27 + 1103.82 + 69.45), dentro de la quebrada misma, y llena de escombros y de agua. La mina ha tenido fama antes por sus buenos metales; 3ª En un pequeño descanso, cerro al norte de la quebrada, hay unos crestones de la veta de 0.90 de ancho, con una ley de 0.25 % (Sit. + 174.44 + 535.45 + 17.40). Rumbo 281°; 4ª Chiflón pequeño sobre el alto de la Polvorera: + 199.54 + 250.56 + 6.85. La veta está aqui apretada entre farellones pero de algunos centímetros de ancho y bien formada; 5ª Un mayor chiflón sobre veta de más de un metro de ancho hallamos sobre el faldeo de la quebrada de los Apestados (Sit. + 226.89 + 118.80 — 31.51). La veta mantea 68° al N. La ley de la masacota oscura es de 0.20 % y hay abundancia de este metal; 6ª Chiflón al lado de la Polvorera antigua (Sit. + 220.27 + 0.72 — 48.92) sobre una veta en masacota de baja ley, pero de 0.50 de anchura; 7ª Sobre el empalme con la Rosarito se halla situado la Cortada de Maza (Sit. + 216.93 — 90.03 — 60.01) en la quebrada del Rosario. Esta labor tenía, antes de romperse desde abajo para abrir la comunicación con la galería 60 de pique Gobernador, una hondura de 35 metros y se había abierto á ambos lados una rajería. Don Federico Maza, el minero más emprendedor de Mendoza, habia abierto este trabajo con notable éxito, pues cortó con un metal muy rico, y según dicen con plata nativa. El pique está abierto arriba en terreno de acarreo y está bien enmaderado; á los 10 metros dió con la veta que mantea 75° al N. y siguió sobre esta. Las cajas son muy firmes, pero la masacota de la veta muy falsa y por eso el trabajo muy peligroso, y en la rajería hay una sentación (expresión minera que equivale á un hundimiento del techo de la labor), muy peligrosa, pero con muy buenos cálidos y masacota que en nódulos da 4 % de ley. La mina estaba llena de agua, pero hoy está en comunicación con el pique Gobernador y sirve de lumbrera de ventilación. La veta á la hondura de la galeria 60 es pobre en masacota con sulfuros diseminados. Se paró el laboreo por la falsedad de la veta debajo de la quebrada, para no gastar en enmaderación por el momento. La

Rosarito antes de empalmar aquí, en cerro muy firme ramificó en muchas guías, y va en broceo, con poca pirita de hierro en masacota blanca, blanda.

7ª Muy cerca del chiflón de la mina Santa Rosa empalma la veta Trinidad con otra veta, que llaman la de Santa Rosa, pero que, como creo de seguro, no es otra que las vetas del Tajo y la Florida unidas. En los crestones negros, al oeste del empalme, la Trinidad está en broceo. En todo el trecho desde la cortada de Maza á la Santa Rosa, la Trinidad va invisible bajo terreno de acarreo y escombros de la montaña. La veta lleva mucha agua. Desde que se abrió la comunicación del pique Gobernador á esta veta, no dejó de correr agua constantemente desde allí á la bomba del pique, y aquel manantial parece fuese inagotable, lo que garante el elemento indispensable para el establecimiento de concentración. Según el programa que se sigue llevando adelante, deben correrse en cada nivel que se abre desde el pique Gobernador galerías sobre esta veta, tanto al este como al oeste, para abrir el camino de llegar á las columnas de metal.

8ª La veta *Santo Domingo* que empalma con la Trinidad debe ser considerada como un ramal angosto de aquella. Ella pinta regular en cálidos cerca del empalme, y en un antiguo laboreo en el Portezuelo Alto, sobre el cerro del Rosario (Sit. — 176.41 + 1260.58 + 178.00). Su rumbo es de 132° y va allí casi clavada. Ella puede ser trazada hasta el faldeo de la quebrada de San Bartolo, pero va muy apretada entre farellones.

9ª La veta *Segunda* lleva en la boca del socavón (Sit. + 108.19 + 243.67 — 31.48) el rumbo de 122 $^1/_2$° con un manteo al N. de 60°, y una anchura de 0.40 metro. El laboreo hacia abajo está hoy lleno de agua, pero llevaba abundante galena pobre de 0.30°/₀ ley de plata. Arriba ha dado cálidos de regular ley. Esta veta empalma con la veta Trinidad cerca del polvorín de la mina, y lleva bastante agua.

10. La veta *Primera*, así llamada por ser la primera veta viniendo del norte, del cerro de la Rosario. Es una veta angosta y de escaso metal. En la principal boca-mina (Sit. + 101.22 + 187.45 — 5.52) lleva rumbo 124 $^1/_2$° y allí ha dado, según se ve por los desmontes, buenos cálidos. Mantea muy pocos grados al norte, y se clava casi á la vertical más abajo. Dicen que este laboreo comunica por una cortada con el laboreo de la Rosarito, pero hoy no se puede llegar á esta cortada por los desfrutes. Los desfrutes son masas sueltas con que los antiguos han rellenado aquellas labores, que ya no querían ó necesitaban conservar hábiles ó abiertos. La saca de las labores en hondura, para no tener que llevarla hasta

afuera, la echaron en las labores de menor hondura, rellenando estas de este modo. Así se halla en el Paramillo mucho metal de 0.40 y más ley en los desfrutes de los trabajos antiguos, porque hasta hace pocos años todos los metales de menos de 100 marcos de ley por cajón de 64 quintales (= 0.78 %) no eran vendibles con provecho, y fueron echados á los desfrutes ó desmontes. Los últimos han sido rebuscados desde entonces varias veces, pero á los desfrutes era muy difícil de llegar y su trasporte hasta el sol muy difícil y costoso. Los antiguos habían dejado siempre algunos puentes, ó sean trozos de vetas, sin quebrar ni explotar, ya sea para evitar sentaciones, ya sea porque el metal no les parecía tener ley suficiente. Después han seguido echando desfrutes dentro de las labores que no necesitaban, y así quedaron muchos de aquellos puentes sepultados debajo y en medio de los desfrutes. Generaciones más modernas de pirqueneros han ido buscando estos puentes, que siempre han tenido buen metal todavía, y para no sacar los desfrutes al sol afuera, han hecho la operación que llaman ellos correr los desfrutes, que consiste en mover los desfrutes de un punto al otro, y sobre todo hacerlos caer á los planes de la mina. Si los antiguos habían hecho encatrados, que son enmaderaciones en el techo de las labores, que querían dejar abierto y sobre las cuales echaban los desfrutes, los pirqueneros más tarde para poder mejor correr los desfrutes, quebraron estos encatrados, y se puede el lector imaginar en qué estado están estas minas en que desde hace 250 años es este el método de explotación. Por causa de estos desfrutes es aun peligroso de meterse en estas minas antiguas, y no me olvidaré de cómo hemos trabajado un dia entero, para salvar la vida á dos barreteros, que yo había mandado que limpiasen un chiflón antiguo, y que quedaron presos debajo de un puente por los desfrutes que cayeron de arriba y los encerraron. La otra gran dificultad para explorar estas labores antiguas del cerro Rosario, resulta de las fuertes corrientes de aire que soplan por muchas de ellas. Pues gracias á las diferentes alturas en que se hallan situadas las muchas boca-minas sobre el faldeo del cerro, se establece una corriente de aire tan vehemente que con el viento del noroeste sobre todo, es casi imposible conservar la lámpara ardiendo en estas labores.

La veta Primera lleva mayor potencia sobre el alto del socavón Moreno, y allí está á 23 metros de distancia de la Rosarito. En el socavón Moreno, se cortó esta veta en 48 metros de hondura, apretada y de pocos centímetros de anchura solamente, pero al sol está fuertemente rajada y en los desmontes hay cálidos de baja ley, hasta 0.20 % ley de plata.

11. La veta *Rosarito* es una de las más trabajadas y explotadas y parece que ha sido muy metalera. Los cálidos deben haber sido bastante ricos, pues se hallan pequeños trozos en el desmonte todavía de más de 1 °/₀ de ley. La galena es de 0.40 °/₀, muy mezclada con blenda generalmente. La veta mantea en general al sol muy poco; en el socavón Moreno mantea 63° al norte; en la mina Gobernador, en 48 metros de hondura mantea solamente 1.21 metros al norte, lo que corresponde á 88 ½°. En la mina del Rosario mantea 85°. En general el manteo es más clavado que el manteo de la veta Rosario y por eso muy probable que las dos vetas empalman en mayor hondura. La mina principal sobre esta veta es la del socavón, cuya boca está á + 136.74 + 41.35 — 47.60. El socavón mismo es corto, pero por un chiflón comunica hacia abajo con grandes laboreos antiguos, que por una cortada de 22.80 metros de largo, en el nivel — 70.90, comunican con el laboreo antiguo de la Rosario. Dicen que existe una comunicación con las labores del chiflón de Capetilla (+ 87.42 + 121.95), pero el frontón que sigue en aquella dirección está llenado de desfrutes, y otro más abajo parte de un rajo, por el cual no he podido subir, pero la fuerte corriente de aire que se siente allí, es prueba que la comunicación está abierta. En el alto del cerro un otro grande chiflón comunica con una rajería extendida abajo (+ 27.03 + 234.44 + 17.23) y es evidente que se ha sacado mucho metal aquí. Otra mina de rajos grandes sobre esta veta es la mina de la quebrada Moreno.

12. La veta *San Miguel* se presenta como una compañera de la Rosarito, y es probable que se une hacia la hondura con esta última y con la Rosario. Ella es ancha, y tiene en la cortada entre Rosario y Rosarito (— 70.90) un ancho de cerca de un metro, pero sin metal, lo mismo sucede en la cortada del pique Gobernador á Rosarito, como también en un pique que sobre dicha veta se ha bajado cerca de los casas de la administración (+ 157.23 — 26.42 — 51.17). Pero hay un trecho sobre esta veta en el cual el laboreo antiguo por chiflón y rajos, acusa que ha sido muy metalera, como sucede á la par de la mina Capetilla sobre la Rosario, y en el alto del cerro.

13. La veta *Rosario* es una de las vetas más explotadas del mineral, pero en la mina Villanueva no alcanza á 70 metros de hondura. La mina estaba llena de agua hasta el nivel del socavón cuando la sociedad principió sus trabajos, pero el agua bajó más y más, según se ha adelantado la abertura de la galería 60 del pique Gobernador hacia el este. Todavía está con agua en la última galería. La veta es de anchura muy regular; el beneficio no enancha á más de los 0.30 metros, pero se estiende arriba del socavón y

en el piso debajo de este en un largo de 170 metros. La mina está muy llena de desfrutes. Encima del socavón hay muchos desfrutes de cálidos muy buenos, de leyes de 0.80 y más arriba. En el laboreo abierto todavía, hay muy poco metal, pero en la galería — 88, hay galena de 0.75 %, en regular cantidad. Muchas galerías están techadas por encatrados de palo de algarrobo, y encima de estos hay grandes cantidades de desfrutes. Una vez que la comunicación entre esta mina y el pique Gobernador esté establecida y las galerías habilitadas, extraidos los desfrutes que se han echado en todas ellas, se obtendrán muchas frentes en que el laboreo deberá restablecerse, pues es muy probable que se dén con buenos alcances allí todavía. El socavón es mal trabajado, angosto y sube mucho; casi todo su piso es de desfrutes. El pique Villanueva se bajó á la rastra sobre la veta en tres secciones ó tramos. La boca del pique (+ 94.86 + 52.20 — 33.12) estaba borrada pero la he hecho abrir de lumbrera y asegurar por una muralla seca y buena ademación desde el socavón arriba. El primer tramo baja á 42 metros; el segundo tramo está á 6 metros más al este del primero y baja 20 metros; el tercer tramo (que está con agua todavía á la fecha) dicen que está igualmente á 6 metros al este del segundo, y baja 5 ó 6 metros; dícese también que alcanzó muy buen metal, pero hay tanta agua, que con las bombas á mano que en 1874 colocó allí el entonces dueño, señor Eustaquio Villanueva, no se ha podido sacar, y se tuvo que abandonar la mina, que se llenó completamente. Los respaldos bajos, en los tramos del pique, están en mal estado para arreglarlos, para que los baldes de un aparato de saca pudiesen pasar libremente. Despues que el señor Villanueva abandonó la mina la denunció el señor Capetilla y armó un malacate para hacer la saca, pero no pudo sacar ni un solo balde, pues este se agarró y rompió la cuerda de alambre. El manteo de la veta es muy desigual y varía entre 90° y 60°; en la galería 60 del Gobernador aun mantea parcialmente al sud, es decir á la inversa. Por el plano anexo puede el lector cerciorarse del tamaño y la extensión del laboreo en esta mina, que ha dado pingües resultados á sus dueños anteriores. Rickard dice que en el año 1867-1868 la mina Villanueva dió 30.000 pesos bolivianos de ganancia. La pinta era de 0.71 % de ley de plata y la despinte de 0.32 %. La saca se hizo por tornos, y ha habido un torno en cada tramo del pique. La veta forma guías hacia ambos lados, como ramales.

14. La veta *Belen* está muy rajada al sol desde su empalme con la veta Mendoza (— 39.75 + 224.88 + 15.00) hasta donde ella se pierde bajo el panizo blanco del Cerro Blanco (+ 26.41 + 74.87 -- 12.36) y en toda esta corrida de más de 160 metros ha sido muy

metalera, aunque los metales, principalmente galenas, no son muy ricos, pero dieron abundante pallas de alrededor de 0.50 °/₀. Los cálidos han dado pallas hasta de 2 °/₀. He hecho arreglar y asegurar el pique por murallas secas en los respaldos cortos (Sit. + 3.18 + 126.54 — 2.41) y bajarlo como pique á la rastra hasta los 40 metros. Un malacate de madera servía de aparato de saca. Los baldes eran arreglados sobre dos maderos en forma de trineo, y el pique sobre el respaldo bajo estaba arreglado con dos canchas de tablones, para cada balde uno. El agua impidió de bajar más el pique. De gran estorbo nos han sido los desfrutes en la parte alta de la veta. Se podría haber abierto una cortada desde el socavón de la Rosario á esta veta, pero aquel socavón hubiera necesitado enancharse y esta operación amenazaria que se viniesen abajo los encatrados y todo el desfrute de arriba. Luego el socavón sube tanto que el transporte sobre rieles sería muy difícil, y al fin no traería hondura mayor como para recompensar los costos de la cortada que en todo su largo, de cerca de 60 metros, habría que abrirse en una roca sumamente dura. Después que en la mina Villanueva ó Rosario se bajó el agua, hemos hallado que los antiguos habían abierto una cortada en el nivel 70.90 hacia la Belen, como continuación de la cortada entre la Rosarito y la Rosario. Esta cortada hemos concluido en el mismo rumbo con que estaba principiada, y hemos dado con la veta apretada con pirita de hierro. No se ha abierto todavía la galería de la cortada por sobre la Belen, porque no ha habido más laboreo antiguo abierto en que se pudiera haber echado la saca, pero inmediatamente que la comunicación entre el pique Gobernador y el Villanueva esté establecida, debe abrirse esta galería á hilo (que será bajo 68 de la Belen) y luego ponerla en comunicación con el pique Belen, habilitando de este modo la mina Belen del modo más fácil y barato, echando la saca por el pique Villanueva abajo á la galería 60 de Gobernador, por donde naturalmente también se hará el desagüe. Los planes de hoy en la Belen están con abundante metal hasta de 1 metro de ancho y de buena ley. Donde la veta se pierde debajo del panizo blanco ella está en muy buenos cálidos, que siguen también debajo del panizo blanco. Quería averiguar si existe la veta en beneficio debajo del panizo blanco en el Cerro Blanco, y por eso hice abrir una cortada desde el pique Gobernador, en rumbo vertical sobre el rumbo de la veta. Allí donde podíamos esperar dar con la veta, dimos en una guiazón con agua, sería muy interesante de correr una labor sobre esta guiazón al este para examinarla más, y estar seguro si es ó no la veta. La Belen, tanto como el Tajo, se pierden ambas en muy buen beneficio bajo panizo blanco, y falta averiguar si se ex-

tiende el beneficio hasta lejos, lo que es muy probable, porque este beneficio corresponderia á la tercera zona beneficiadora del mineral, y esta pinta al norte y al sud en las vetas de la cortada de Maza, Rosarito y Rosario y al sud en las Animas. Al este del empalme de la Mendoza, la Belen se enangosta y parece que se perdiera luego.

La veta *Mendoza* es la continuacion de la Belen al este. Esta grande veta está muy rajada hasta la Quebrada de San Pedro, y ha dado mucho metal cálido de alta ley, pero el laboreo antiguo está lleno de desfrutes y de agua. Hay minas muy importantes sobre esta veta y en los desmontes hay metal cálido de 0.20 á 0.50 por ciento de ley que vale la pena que se le pase por la lixiviación.

Esta veta la acompañan varias guías laterales que bifurcan de ella (por ejemplo, una guía del respaldo alto, de muy bueno y ancho metal, en la labor situada —95.45+300.19+26.00) y que tienen gran importancia. Entre la Quebrada Florida y San Pedro hay un número mayor de tales guías y en un empalme con las vetas (—233.83+516.67+61.79) hay un ancho y grande laboreo, hoy con agua, de donde los pirqueneros han sacado tetraedrita muy rica y en cantidades. Habia pensado hacer de esta veta la base principal de los trabajos de explotación de los criaderos que la sociedad piensa llevar adelante en esta parte del cerro. El manteo ès muy irregular en la parte superior de la veta.

16. La veta *Mercedes* es muy parecida á la anterior. Ha dado abundantes cálidos de alta ley, y parece haber tenido anchuras de más de un metro. Las antiguas labores están con mucha agua y desfrutes. También ella bifurca y toma guías paralelas y cruceros.

17. La veta *Mercedita* es angosta, y aunque muy trabajada al sol parece de muy poco beneficio. En la parte al este ha dado cálidos de alta ley. Ella y la anterior apretan al oeste á guías y pelos antes de llegar debajo del panizo blanco del Cerro Blanco. En la Quebrada San Pedro esta veta ensancha y, según los grandes rajos allí existentes, parece que ha sido muy metalera. La mina Santo Domingo, en la Quebrada San Pedro, trabaja sobre un empalme de esta veta con la San Pedro.

18. La veta el *Tajo* es otra de las vetas más grandes y más ricas del cerro. Actualmente está dando á sus dueños (los herederos de Niño) de la labor debajo del panizo blanco (—127.81+139.57 —9.90) cálidos de más de 1.50 °/₀ ley de plata. Desgraciadamente, la mina está llena de agua. Sería muy fácil desaguarla junto con la Florida por el socavón del Sauce, pero este pertenece á otro dueño, y aunque la adquisición de la pertenencia de Niño seria de la

más grande importancia para la sociedad, no se ha llegado á una transacción. Al este de la pertenencia de Niño la sociedad tiene derechos en la veta, y también allí hay labores muy interesantes, pero más allá la veta apreta y se pierde al sol. Probablemente ella forma guías delgadas que cruzan por aquel cerro y empalman con la Mercedita y la Florida. Al oeste de la veta sigue apenas visible por el panizo blanco, hasta que se vuelve á reconocerla en unos farellones de arenisca rojo-pardo con guiazón de cuarzo; junto al calcinador y luego en un descarpe en el olivindiabasio, como verdadera veta sobre la cual se trabaja la mina Santa Rosa, más al oeste. La Santa Rosa (Sit.+222.96 — 574.09 — 97.25) está llena de agua hoy; ella ha dado muy ricos metales, según dicen, de 2.50 por ciento ley de plata y su descubrimiento que se hizo algunos años ha, ha hecho gran sensacion entre los mineros. Infelizmente el agua muy luego impidió la explotación y la mina quedó desamparada. Dicen que llevaba mucho rosicler. La sociedad no ha puesto ningún trajo allí todavía. Ya he hecho mención de que esta mina se halla en la misma zona beneficiadora con la San Isidro, Carranza y Vallejos.

19. La *Florida*, también llamada la Verde, es indudablemente la veta que en los últimos años (1885 á 1887) ha dado los más ricos metales del mineral. Esta veta es angosta de 0.20 á 0.30 metros, y pinta en siderita con abundante tetraedrita, en estado casi puro, con poca galena y chalcopirita. La mina es de propiedad de Niño, y de los herederos de Dufaur es la mina la Trinidad de la Florida, que trabaja más al este sobre la misma veta. Esta veta es un ramal de respaldo bajo del Tajo con que empalma al oeste y probablemente también al este. Ella mantea al norte 70°, y como la veta Tajo es más clavada, parece que ambas se juntasen en poca hondura. La mina de Niño (Sit. —187.98+231.34 — 5.65) ha dado mucho metal, pero á la hondura de 35 metros se abrió el rumbo á un manantial de agua que subió 25 metros de alto y quedó la mina ahogada. Y asi está todavía, aunque la existencia de buenos trozos de rico metal está completamente constatada, y los planes de todas las galerías y rajos están en buen beneficio. El pleito entre aviadores y dueños de la mina que se lleva adelante conforme al Código Minero y el embargo de la mina no dejan trabajar ni á uno ni á otro en debida forma. *Fiat justitia, et persat mundus!* La sociedad pudiera haber comprado esta muy importante mina por poco dinero, pero prefirió comprar, no obstante la oposición del administrador, otras minas que ninguna importancia tenían. La pertenencia de Niño, en medio de la propiedad, trae un sin número de inconvenientes y luchas de que el administrador demasiado

bien sabe dar cuenta, pero de que el directorio nada se aflige, y por eso la mina Niño, como pertenencia ajena, queda allí todavía en medio de la propiedad de la sociedad. Por la continuación del socavón del Sauce (que es de propiedad de la sociedad, pero fué abierto por D. Federico Maza), 48 metros más adelante, se daría en la veta Florida á 51 metros de hondura, y pocos metros más adelante lo mismo en el Tajo, y se pudiera seguir á las dos Mercedes y la Mendoza, cortando la última en 84 metros de hondura, y todo dentro de zona beneficiadora, pero allí está la pertenencia de Niño, y nada se puede hacer, y Niño no puede hacer nada tampoco, y todo por falta de dirección y de sentido común !

La mina Trinidad de Florida está muy trabajada por rajos. Esta mina está dentro de la pertenencia de Dufaur, de la mina San Lorenzo; ha dado cálidos hasta de 4 °/₀ de ley, pero esta depara, pues está llena de desfrutes y aterrado. En los grandes desmontes hay mucho metal cálido del antiguo despinte de 0.15 á 0.30 °/₀ de ley.

20. La veta *San Pedro* empalma con la San Lorenzo (Sit. — 189.35+132.14 — 21.97) y las dos unidas se pierden bajo del pañizo blanco. Esta veta sigue en el rumbo general de las vetas del Cerro Rosario hasta la quebrada San Pedro, de allí toma rumbo más al norte, y como veta Luengo se la puede seguir por el terreno sumamente áspero y entrecortado al este de la quebrada, pero con excepción de la mina Santo Domingo (en la pertenencia de San Pedro, de Dufaur) en aquellos cerros no tiene importancia. Desde el socavón del Sauce se abrió una galería sobre esta veta al este, y allí lleva abundante metal, galena blendosa que va mejorando de ley conforme el laboreo vá penetrando más hacia el este. Dentro de la pertenencia de la mina San Lorenzo esta veta ensancha á 0.70 metros de potencia y ha dado muchísimos metales cálidos de muy buena ley, y los dá todavía hoy en día. La mina Santo Domingo, de la San Pedro, ha sido muy célebre y está muy rajada sobre dos vetas que empalman aquí, la Mercedita y la San Pedro, si es que la Florida y Tajo unidas no vienen á juntarse también aquí con las antedichas. Pero esta mina está llena de agua y sin habilitación.

21. La veta *San Lorenzo* es sin duda una de las más importantes de todo el mineral. También ha sido la mina San Lorenzo, hoy de propiedad de los herederos Dufaur, una de las más antiguas del mineral, que se llamaba según antiguos títulos el mineral de San Lorenzo. La antigua iglesia del mineral, en cuyas ruinas está hoy establecido el cementerio, se llamaba la iglesia de San Lorenzo, y los mineros del lugar tienen en especial devoción la imá-

gen de San Lorenzo, que antes figuraba en esta iglesia, y que junto con un antiguo estandarte real, se guarda hoy en día en la estancia de las Cuevas. La veta en parte abre á más de metro de ancho y mantea entre 80 y 90°. Está muy rajada al sol y en el rajo principal se estableció el pique á la rastra, que tiene 60 metros de hondura y acaba en manto. Se abrió una cortada al norte, pero todas las guias que se cortaron estaban en broceo, como era de esperarse por el manto mismo. La mina está muy aterrada y en un chiflón, en la Quebrada Tapias, con agua. No cortando esta veta en hondura con las cortadas de la galería 60 del Gobernador, se tendrá que gastar un gran capital para habilitar esta mina en hondura. La veta San Lorenzo está ramificada en varias guias, que la juntan también, como cruceros, con la San Pedro. Todo el Cerro de San Lorenzo entre la veta Mendoza y la Santa Rita está cruzado por tales guias, y al sol casi todas ellas han dado muy ricos beneficios. Es un enjambre de guias aquello!

22. La veta *Santa Rita* es de la que se ha sacado las mejores tetraedritas. La mina del Crucero (Sit. — 358.63+332.08 +5.37) ha sido una de las minas más célebres del mineral, y en la Cortada de Cabeza (Sit. — 305.34+250.35 — 29.00), los beneficios han sido de gran fama. La veta abre hasta más de un metro de ancho pero lleva mucha masacota. Mi antecesor en la administración, el Sr. Ingeniero Waker, hizo abrir el socavón Lezica desde la Quebrada San Pedro de esta veta á muy poca hondura. Se hallaron cálidos pobres en este socavón, y dió en un laboreo antiguo. Desde el socavón del Sauce (situación de la boca — 246.83+111.03 — 59.05), hemos llevado un socavón á hilo por sobre esta veta. El metal ha sido muy escaso en este nivel, quedando en tres ó cuatro columnas de beneficio en el piso más ancho. En la parte al oeste se dió con galena bastante blendosa, después con más y más tetraedrita salpicada en grandes masas de siderita que se han cortado. Se abrió la comunicación con la Cortada de Cabeza, pero el laboreo de esta mina ha ido más abajo que el nivel del socavón. Más al este la veta ramificó en tres guías y entró en manto.

En la mina del Crucero hemos principiado á arreglar en el sol del rajo, el pique á la rastra que se llamó Pique Bemberg. No está en comunicación con el socavón todavía. Una vez abierta esta comunicación se bajará el pique más abajo sobre la veta, haciéndose uso del socavón como vía de desagüe y de saca del metal al desmonte y á la cancha del Sauce. Se ahorra así el tiro en el pique de 64 metros, así como el desagüe, y se evitan gastos en arreglos de cancha, sobre todo en trasportes del metal sobre un terreno

sumamente áspero y entrecortado. Esta veta será explotada en hondura por una cortada traida desde las galerias sobre las vetillas de la mina Ramos Mejia.

23. La veta del *Cementerio Chico*, es una vetita sin valor, y un ramal de las Vetillas. Entre ella y las Vetillas hay otra guia delgada, la *Guía de Castro*, que también empalma con las Vetillas.

24. La veta del *Cementerio Grande*. Esta grande y muy interesante veta empalma en el pozo de Maza (Sit. — 410.55 — 83.60) con las Vetillas. Del empalme al oeste la veta arma con grande anchura por trechos en panizos blancos, por trechos apreta á guias y pelos muy finos. Sobre esta sección se hallan situadas las antiguas minas: el Chiflón del Cura, derrumbada y aterrada hoy (Sit. — 369.79 — 175.69 — 81.76); luego la mina de las Animas (— 296.38 — 342.51 — 70.70) muy rajada, pero aterrada y llena de escombros que las crecientes hicieron rodar del faldeo del cerro, y la San Isidro, muy poco trabajada. Muy buenos metales han producido estas minas, pero como el panizo blanco es poco firme, las minas que arman en él exigen buena ademación, y por eso se hacen muy costosas. La intención era traer sobre esta veta las galerias en los niveles que se abriesen del pique Ramos Mejia, una vez desaguado este pique. La sección al este de la veta está poco trabajada, pero siempre se vé en algunas boca-minas que ellas han dado metales al sol.

25. Las *Vetillas*, se llama una veta que abre hasta 14 metros de ancho entre cajas firmes de olivindiabasio. Su materia de ganga es masacota, y dentro de estas se hallan varias guías ó vetillas de siderita, que pintan sobre todo en tetraedrita en ojos y salpicaciones, y la veta lleva mucha pirita de hierro. De la Quebrada Tapias al este esta veta está muy rajada sobre varias guías, y la sociedad minera ha sacado muy ricos cálidos de estos crestones y de dos guías, que en medio de la masacota, que los antiguos han dejado sin tocar entre las labores que llevaban solamente sobre las guías mayores, se hallaron por casualidad. La embolita que de aquí se ha sacado ha sido espléndida. El mineral puro de 67 °/₀ ley de plata, es verde bayo ó verde brillante, color de cardenillo. En el museo de La Plata pueden verse los metales sacados de estas guías. que ya ahora son raros en el mineral, y luego no más habrán concluido para siempre. Muy ricos metales se han sacado de aquí de la zona de metales mezclados de frios y cálidos; espléndida tetraedrita de color negro en cálidos de alta ley. La veta presentaba un aspecto muy halagüeño al sol, pero su situación en medio del cauce de las crecientes que bajan del cerro ya dejaba preveer que hubiera bastante agua allí.

Para explotar las vetillas tanto como la veta Cementerio Grande se perforó el pique Ramos Mejía (Sit. — 377.81 — 112.28 — 79.51) á 82 metros de hondura y á los 40 y 80 metros de hondura se abrieron cortadas á la veta, y galerias sobre esta. Han ido en broceo ambas galerias, pintando solamente de trecho en trecho ojos de muy buena tetraedrita con blenda y chalcopirita. La veta mantea 21 metros sobre 114 metros de hondura, ó sean 79 $^1/_2$ grados. Ha traido desde el principio abundante agua, que se ha sacado por malacate y balde no más, hasta que del frente de la galeria 80; cuando ya por la pirita, pecas de blenda y de tetraedrita parecía que se alcanzaría el clavo de metal, rompió tanta agua, que en vano se luchaba con el malacate, y fué preciso abandonar la mina hasta que se hubo armado la máquina de tiro y desagüe á vapor. Por el plano se verá que la veta queda medio á medio del cauce de las crecientes; estas últimas las atajamos por canales en la superficie, pero en hondura siempre llevan agua que toda va á la veta. La mina Carranza, al oeste, se abrió sobre esta misma veta (Sit. — 311.92 — 899.96 — 118.75). El panizo blanco ha tenido únicamente unos pocos metros de potencia aquí, y la veta arma abajo en olivindiabasio con buenas cajas, con abundante galena de 0.80 °/₀ de de ley de plata. La mina está hoy con agua. La veta es muy trechera, como dicen los mineros, quiere decir que broceos y beneficios alternan, pero según el clavo de metal lo va demostrando arriba, se abre hacia abajo, y hay motivos para esperar un gran alcance allí.

26. La veta del *Pilar* es angosta, no más de 0.40 metros, pero dió buena galena de 0.50 °/₀ de ley de plata. La mina de los Floreros está con los planes en beneficio, pero está muy mal trabajada. Al sud del carril hay otra mina sobre esta veta, pero está aterrada.

27. La veta *Sin Nombre* es una vetita angosta, pero dió buenos cálidos. Es la primera viniendo del norte, que se encuentra al sud del carril á Chile, que sigue por el Rio Seco del Paramillo, que divide el mineral en una sección del norte y una del sud.

28. La veta la *Chilenita* presenta buen aspecto, y sobre ella existen algunas labores antiguas de importancia, pero están aterrados hoy. Esta veta está al lado del cauce del Rio Seco de la Quebrada de la Chilena y como esta, en verano de lluvia y en invierno de fuertes nevadas, lleva agua, hay que temer sea esta abundante.

29. La *Chilena* es otra veta formal con laboreo antiguo, pero abandonada desde hace tiempo. Según se vé en los desmontes, ha sido explotada por cálidos.

30. La *Riera* lo mismo. Esta veta, como las vecinas se pierde bajo panizo blanco del Cerro San Francisco. Allí mismo donde ella se mete debajo de las areniscas hay un chiflón, que muestra á la evidencia que la veta en beneficio sigue debajo del panizo blanco dentro del olivindiabasio, no siendo posible descubrirla al sol sobre el faldeo del Cerro. El chiflón está con agua.

31. La *Calzeta* es una veta angosta, pero llevó buenos metales al sol, y está bastante trabajada. La cortada del Pique Bunge (Sit. — 945.41 + 202.35 — 40.08) dió á 40 metros de hondura en la veta con galena y blenda, pero con tanta agua que fué preciso abandonar el trabajo inter no se armaba el malacate, pues con el torno no fué posible desaguar el pique, en el cual el agua había subido unos 30 metros. Pero creo que con malacate se secará bien la mina.

32. La veta *Vallejos* ya la hemos mencionado. Es esta, como las Vetillas una ancha rajadura hasta de 3 metros de potencia, y más aun en hondura, de masacota entrecortada por guias de metal. En los planes de la antigua mina hay tres galerías abiertas á la par una de la otra, y separadas por trozos de masacota. Todavía hay cálidos de regular ley sobre guías en la antigua mina del Cerro Vallejos, y enormes cantidades de desfrutes abajo. Sería muy interesante limpiar esta mina. Por el tercer socavón, que no llegó á comunicar con el laboreo antiguo todavía se pudiera fácilmente hacer esto. El segundo socavón está aterrado desde poco tiempo. La sociedad ha pleiteado durante cuatro años por esta veta, y por eso no se hizo más que 35 metros de pique maestro, que debe llevarse á 120 metros de hondura (Sit. — 1114.71 — 1197.30 — 125.25), para cortar por el manto y abrir la veta en hondura. La Vallejos mantea en el Cerro Vallejos al sud, pero cambia más abajo su manteo al norte. Se espera la llegada de la máquina de tiro y desagüe para este pique maestro, para proseguir el trabajo. La mina San Francisco (Sit. — 1113.47 — 98.29 — 33.68) se abrió sobre esta veta en panizo blanco y muy buen metal cálido, del cual hay abundancia. Pero la boca-mina está muy mal, y exige una fuerte ademación. De la San Francisco al oeste hay muchos rajos antiguos y sentaciones sobre la veta. En la mina de los Gringos (Sit. — 1189.77 + 146.74 — 22.20) se sacó metal cálido pero de baja ley. En el Cerro San Francisco hay varias guias que parecen ser ramificaciones de esta veta, y que merecen atención.

33. La veta *Vistosa* es una veta que parece ser ramal de la Vallejos. Esta veta va pintando en muy buenos cálidos. Mantea 65° al sud, para cambiar el manteo luego al norte. Al norte de ella corre otra guia con cálidos, pero angosta, que también empalma con

la Vallejos. La Vistosa tiene un aspecto muy favorable, y se cree que estará en buenos beneficios abajo. Hay allí cálidos de 0.30 y 0.40 °/₀ de ley que dan un superior material para la lixiviación.

34. La veta *Alcaparrosa* es una de las grandes vetas del mineral. Ella enancha hasta cuatro metros en la mina grande (Sit. — 2033.00 — 1242.89 — 96.03) y todavía queda otra guía en en el respaldo bajo. Don Federico Maza abrió esta mina y los pirqueneros han seguido cavando huecos por toda parte, así que está aquello en un estado atroz, y con agua en los planes. En esta mina se hallan sobre todo verdeones de cobre ó crisocol, y la palla ha dado metales de una ley de 4.70 °/₀ de plata, principalmente de tetraedrita. Esta veta está cavada por un largo trecho desde el Cerro Alcaparrosa hasta el Cerro de la Chilena en toda parte, y se abriga esperanzas de dar en ella con grandes beneficios. Los pirqueneros han arruinado todo al sol de un modo escandaloso, y una señal de que los metales han sido muchos y muy buenos es que todavía mueven y remueven los atierres, sentaciones y desmontes; estos hombres son de una habilidad extraordinaria para remover los desfrutes y desmontes y descubrir nuevas guías en antiguas labores. Como ladrones libres de metal son héroes admirables, como obreros asalariados para nada sirven!

35. La veta *Socorro* empalma con la Alcaparrosa. En las minas Salvador, Socorro y Esmeralda esta veta ha dado buenos cálidos, pero en la Socorro dió el beneficio á poca hondura en masacota dura con galena regular. La veta es angosta.

36. La veta *San Romualdo* empalma y cruza con la Alcaparrosa en situación: — 1827.09 — 721.92 — 52.07. La veta está al sol, y hasta el piso del socavón completamente rajada, y los metales han dado una gran celebridad á esta mina. Hoy está todo abandonado. Dicen que el pique que se abrió del socavón hacia abajo, penetró hasta debajo del manto, en que brocearon las labores de arriba, y que este manto tenía 17 metros de potencia. Abajo se alcanzó una guía de metal de 0.05 metros de anchura, de 11.71 °/₀ ley de plata y á 5 metros más abajo la guía tiene 0.30 metros de potencia con rosicler. Hay dos guías en la veta, y una ramificación en respaldo bajo. Hasta el socavón está todo lleno de agua, y no se vé nada ya de metales.

37. La veta *San Leonardo* que creo sea la misma San Lorenzo, al este de la Quebrada de San Pedro, es angosta pero dió muy ricas chalcopiritas. Los rajos son muy hondos y llenos de desfrutes.

IV. — EL PROYECTO DE EXPLOTACIÓN

La sociedad minera del Paramillo de Uspallata había al principio de su empresa, bajo la dirección del administrador Sr. Waker, seguido el sistema de habilitar á una serie de pirqueneros, dándoles el permiso de explotar ciertas minas, comprándoles los metales y adelántandoles dinero y mercancías de toda clase. Al mismo tiempo se abrieron los socavones Moreno, de la Veta Segunda, de la Rosarito y Rosario. La compra de metales y la habilitación de los pirqueneros dió malos resultados, porque los habilitados, en gran número, se mandaron mudar, y no pagaban nada. La sociedad ha perdido algunos miles de pesos de este modo. En el estado en que se hallaban las vetas al sol y con el sistema del pirquen era imposible adelantar nada, porque el laboreo en escala mayor como para extraer mayores cantidades de metales, no era posible en aquellos rajos, y ya tenía que buscarse en honduras mayores para dar con buenas pintas, y las minas dificilmente permitian el trabajo en hondura, pues piques no había y por chiflones los arpires ya no podian hacer las sacas á tales honduras en sus capachos sobre espaldas.

En los últimos meses de la administración del señor Waker se compraron en Julio 1885: 4642 libras de metal, en Agosto 11.185 libras, en Setiembre 14.676 libras, y eso era lo más. Había en este metal, cálidos: de la Vetilla de 0.79 °/o; de la Mercedes de 0.94 °/o; de la Belen de 0.85 °/o; de la Mercedita de 0.74 °/o y del Tajo de 0.48 °/o. Mezclados entre cálidos y frios de la Belen de 0.66 °/o y de 0.84 °/o; y metales frios: de la Carranza de 0.53 °/o, de la Rosario (de un puente encima del socavón) de 0.78 °/o, de la Santa Rita de 1.42 °/o, de la Mercedes de 0.94 °/o, de la Belen de 0.84 °/o, etc. Las tarifas á que entonces se compraron los metales fué la siguiente:

De	40	á	50	marcos	(= 0.31 á 0.39 °/o)	se pagaba	2.40	$ m/n	por marco
»	51	»	60	»	(» 0.47 °/o)	»	2.56	»	»
»	61	»	70	»	(» 0.55 °/o)	»	2.72	»	»
»	71	»	80	»	(» 0.62 °/o)	»	2.96	»	»
»	81	»	90	»	(» 0.70 °/o)	»	3,28	»	»
»	91	»	100	»	(» 0.78 °/o)	»	3.60	»	»
»	101	»	125	»	(» 0.98 °/o)	»	4.00	»	»
»	126	»	150	»	(» 1.17 °/o)	»	4.16	»	»
»	150	»	200	»	(» 1.56 °/o)	»	4.32	»	»
»	201	»	300	»	(» 2.34 °/o)	»	4.48	»	»
»	301	»	500	»	(» 3.91 °/o)	»	4.64	»	»
»	501	arriba					4.80	»	»

El marco es de 229.75 gramos. Entonces la onza inglesa (standard) de 28.771 gramos valía 47 pen. y el peso moneda nacional

estaba al peso oro como 130 : 100. Según las tarifas europeas para compras de metales de plata, se ganaba á estos precios, la diferencia más ó menos del peso moneda nacional al oro. Pero fué entonces que principió á declinar el valor de la plata tan rápidamente que llegó de 47 pen. (= 34.71 pesos oro el kilógramo) á los 39 dollars (= 28.80 pesos oro el kilógramo), y tuvo lugar el pánico del precio de la plata. Hoy se fijó algo, pues subió despacio otra vez á 43 pen. (= 31.75 pesos oro el kilógramo), en cuyo precio parece quisiera sostenerse más ó menos por algún tiempo, aunque sabemos que tiene que bajar luego mucho, cuando la India y China desarrollen más su importación de oro, lo que está sucediendo á pasos acelerados. Los miembros del directorio de la sociedad no son de mi opinión y esperan todavía la vuelta del padrón doble en el mercado universal. Pero aunque asi sucediera, lo que es imposible, la plata no recuperaría su valor de antes. Como medida de los valores de cambio, no puede figurar de hecho sino una sola mercancía universal como equivalente de todos los valores, y el oro se ha conquistado irremediablemente el monopolio de servir de dinero universal, esto es la mercadería en cuyo valor de cambio la civilización del siglo XIX reconoce la inmediata encarnación de todo trabajo humano, y en este monopolio consiste la magia del oro; y esta magia durará entre tanto que el trabajo humano sea una mercadería comprable y vendible como cualesquier otra mercadería en circulación.

Cuando en Setiembre de 1885 hice, bajo las órdenes del Sr. Francisco P. Moreno y E. Ramos Mejía, un estudio del mineral, se resolvió que se intalara un trabajo en hondura por medio de piques maestros, y que aunque siguiesen las pequeñas compras de metal, la sociedad debería abandonar el sistema del trabajo al pirquen, y ponerse de productora ella misma. Se resolvió, en una palabra, iniciar la minería moderna á la manera de grande industria, invirtiendo el capital necesario. La magnitud de la tarea era obvia. De seguro no era empresa para *little-shilling-men* en primer lugar, y en segundo lugar era audaz de ensayar de transplantar la civilización al grandioso desierto de la cordillera! Pero en la joven Bancocracia porteña latía una fibra algo parecida á la de los « Newyorkers » cuando llevaron sus capitales al « far-west ». Mis patrones estaban llenos de entusiasmo, y ni el curzo forzoso, ni la amenazante flojedad del precio de la plata no eran argumentos económicos que entraban en sus cálculos. Y resueltos á que se llevara adelante la empresa, me ofrecían de comprar mi fuerza de trabajo, contrata en la que convinimos, y fui yo de administrador al Paramillo.

El programa que para llevar adelante la minería tenia yo proyectado, tenía en vista, de que en cada una de las secciones en que se dividía el mineral se tendria que abrir un pique maestro. Las secciones eran las siguientes :

1ª *La sección Vallejos.* — El pique maestro lo principié á 50 metros al Norte de la veta, en un punto en que la firmeza sobre todo del Cerro garantiera la solidez, lo que no era absolutamente seguro inmediatamente junto á la veta. El brocal del pique queda á 18.66 metros encima del piso del tercer socavón, este socavón se debía abrir hasta el laboreo antiguo ; su largo actual es de 78.90 metros y él serviría para limpiar la mina antigua y sacar los desfrutes y explotar también los metales de baja ley que existen allí todavía. Una cortada del socavón al pique serviría, en comunicación con la boca de la mina Villasana de canal de ventilación, pues la diferencia de nivel entre ambas bocas es de 75.23 metros. Los metales de la hondura se tirarían hasta el piso del socavón y saldrían por este, lo mismo que el agua, que caería en la boca del socavón á las piletas de concentración, que quedarían allí mismo, 10 metros más abajo que las piletas. El pique tendría que perforar el manto, que ya fué perforado por el chiflón de la Esperanza, como á los 36 metros de hondura; pero para que quede cielo suficiente en beneficio para pagar los costos del pique y de las galerías, será preciso ir con el pique mucho más abajo, hasta el segundo manto y llevar por encima de este desde el pique la cortada á la veta. La hondura dependerá de cómo se presenten los mantos; si mantean al oeste hay que abrir la cortada más arriba, etc., ya he dicho que por los pleitos no fué posible todavía llevar adelante esta parte del programa.

2ª *La sección del Cerro La Chilena.* — Con el pique Bunge quiero, por cortadas al norte y sud, habilitar todas las vetas sobre el faldeo del Cerro de la Chilena y las del Cerro San Francisco. Desde la Pilar hasta la Vistosa deben las cortadas habilitar los laboreos de las vetas.

3ª *La Alcaparrosa.* — Se explorará por un pique que no está principiado aun. Ella formará una sección por sí sola; quizás dos, por las pertenencias de la San Romualdo, que la dividen en dos fracciones.

4ª *La sección sud del Cerro Rosario.*— La determina la división de la propiedad de la sociedad por las pertenencias ajenas de Niño y Dufaur. Un pique central, aunque hubiese sido en altura, hubiera sido preferible, pero tal como estaban las cosas nada podía hacer, y fué preferible considerar en el proyecto la necesidad que había de instalar dos boca-minas, para cada sección, la del norte

y la del sud, una. Para la explotación de la sección del sud, que abarca las Vétillas, Cementerio Grande y Santa Rita, se perforó el pique Ramos Mejía. La cortada que habilitará la Santa Rita deberá abrirse desde las galerías sobre las Vetillas en la longuitud de la Quebrada de la Santa Rita, más ó menos, porque las dos vetas se aproximan hacia el oeste. Entre tanto el pique á la rastra Bemberg, iniciará la explotación de la Santa Rita en menor hondura y servirá más tarde de lumbrera.

5ª *La sección norte del Cerro Rosario.* — Tiene su boca-mina en el pique Gobernador. Las cortadas á diferentes niveles de este pique se llevarán á la veta Rosario, y las galerías sobre esta veta hasta el crucero, más ó menos. Estas galerías principales continuarán por cortadas á la Belen, luego sobre esta veta al este, siguiendo por sobre la veta Mendoza, hasta la Quebrada de San Pedro, abriéndose de estas galerías, que se hallarán á unos 60 metros una debajo de la otra, cortadas oportunas á todas las vetas. En el plano que agrego se halla el proyecto trazado en sus rasgos principales. El pique á la rastra de Villanueva y de la Belen servirán de importantes lumbreras. Cuando por la enfermedad de los órganos respiratorios que contraje en el Paramillo, me retiré de la administración, la galería 60 sobre la Rosario estaba á los 130 metros de largo desde la cortada que comunica con el pique.

6ª *La sección de la Santa Rita Alta.* — Ofrece gran ventaja para la explotación por un socavón hondo, del cual ya he hablado.

Este programa no impedía que se llevara adelante al mismo tiempo una explotación en aquellas minas que ofreciera la posibilidad de dar productos. Así se trabajó en la Belen, San Pedro y Santa Rita, y se seguía comprando metales á los pirqueneros. De este servicio de los metales hablaré más abajo en detalle.

Por cierto que el programa era muy vasto y su realización dependía de muchos elementos locales. Entre estos elementos debemos contar: el pueble, ó sean las condiciones de los trabajadores disponibles, el clima, los trasportes y el combustible, de que trataré en seguida.

V. — EL CLIMA

Dada la situación de las boca-minas, en alturas entre 3184 metros y 2700 metros, las condiciones del clima son de gran peso. El señor Rodemburg y yo, hemos hecho observaciones meteorológicas, cuyos resultados hallará el lector en los *Anales de la Oficina Meteorológica Argentina.* La mayor parte de las observaciones las hizo el Sr. H. Rodemburg, contador de la administración, á quien agradezco altamente el interés y la prolijidad que

dedicó á esta tarea. Nuestra estación en la administración de la sociedad á 2812 metros de altura, es la más alta estación meteorológica de que tenemos conocimiento sobre el faldeo oriental de la cordillera, y según he podido averiguar la quinta en altura de todo el mundo.

La temperatura

Meses	Media	Máxima	Mínima	Variación extrema
Enero	12°43	24°0	+ 2°4	21°6
Febrero	10.86	24.7	— 3.4	28.1
Marzo	10.44	23.4	+ 0.9	22.5
Abril	9.76	23.6	+ 1.0	22.6
Mayo	4.65	17.2	— 7.0	24.2
Junio	1.21	18.5	— 8.8	27.3
Julio	3.84	16.6	—13.4	30.0
Agosto	1.48	17.4	— 8.8	26.2
Setiembre	4.30	24.0	—10.4	34.4
Octubre	5.40	29.2	— 7.6	26.8
Noviembre	9.79	26.5	— 3.6	29.1
Diciembre	12.08	25.6	— 4.3	29.9
Año	7.19			

Estas cifras nos enseñan claramente cuán rigurosa es la temperatura en esta altura durante todo el año.

En Agosto de 1886 hubo 25 dias de muy fuertes heladas, y en el mismo mes de 1888, 28 dias lo mismo. La más alta temperatura de + 25°6 fué observada el 22 de Diciembre de 1888, la más baja de —13°4 el 9 de Julio de 1886, una variación extrema, pues, de 38°0. La peor particularidad del clima consiste en los cambios rápidos de temperatura; por ejemplo, el 13 de Setiembre de 1886, tuvimos un máximo de + 19°8, y el 20 del mismo mes un mínimo de —10°4. Horribles son los vientos del este (el paramillero, lo llaman los mineros) que como puntadas de agujas penetra por entre toda la ropa ó cualquier abrigo.

Presion atmosférica

Meses	Media mm	Máxima	Mínima	Variación extrema
Enero	546.50	549.81	542.15	7.66
Febrero	546.41	551.01	542.77	8.23
Marzo	545.90	554.33	548.22	14.11
Abril	544.09	547.92	540.11	7.81
Mayo	543.35	548.33	538.23	10.10
Junio	542.00	547.03	536.10	10.93
Julio	543.73	550.10	536.71	13.37
Agosto	542.39	549.19	534.17	15.02
Setiembre	543.43	549.49	539.06	10.43
Octubre	543.63	547.66	538.13	9.53
Noviembre	544.42	549.07	538.66	10.41
Diciembre	544.88	548.96	538.91	10.05
Año	544.24	554.13	534.17	19.94

El máximo acontece en verano y el mínimo en invierno, á la inversa, pues, de lo que acontece en el bajo. Las variaciones son muy pequeñas, como sucede siempre en las alturas. La baja presión atmosférica, como es sabido, da lugar á la enfermedad llamada *la puna* ó el *sorroche*, de que tienen que cuidarse los recien llegados á esta altura. Consiste en una falta de respiración, fuerte asma, dolores de cabeza y descomposición de estómago, y después de alguna duración del mal, vómito de sangre.

Pero no todos los hombres se apunan tan sériamente en esta altura; al contrario, son contados los que después de los primeros síntomas no se mejoren y se acostumbren. Es muy conocido que ningun gato puede vivir en el Paramillo, pues de todos los que se han llevado, ni uno solo ha vivido un mes allí! Los perros se enferman del sorroche; el perro, primero comienza á ser muy cariñoso, pero luego se pone ronco, tiembla, y si no se le ata en este estado, dispara, con fuerte espuma en la boca y corre desesperado hasta caer con calambres y muere. Atándole cae con calambres, pero se salva muchas veces. Este sorroche en los perros y gatos lo atribuyen los mineros al polvo de metal que dicen tragan los animales, pero no creo asi, sino que es causado por la baja presión atmosférica. Otros lo atribuyen al agua, que es agua de la mina, y que dicen contiene antimonio. No puedo aseverar nada á este respecto; el agua de las minas es muy buena, sin gusto ni carácter excepcional. Es muy dura, y da fuertes incrustaciones en la caldera, que son principalmente de sulfato de cal. Imposible es en el Paramillo de cocinar garbanzos, porotos y en general fabáceas ó leguminosas á un punto de blandura suficiente, en olla ordinaria; se explica esto porque el agua hierve á 90°89 centígrados en el Paramillo, siendo la presión atmosférica media de 0.7171 atmósferas solamente; esta presión tan baja se explica elocuentemente en muchos fenómenos. Así, por ejemplo, la presión de la atmósfera sobre el centímetro cuadrado no es más que 0.7400 kilógramos; es, pues, 0.2944 kilógramos menos que en el nivel del mar, cuya circunstancia influye naturalmente mucho en los efectos del vapor en la máquina, y en efecto en las bombas, en las últimas hay que fijarse bien, que la altura de la columna aspirante baja á 7.40 metros, 2934 metros menos que bajo presión atmosférica normal. La presión atmosférica sobre el cuerpo humano, que al nivel del mar es aproximadamente de 10.000 kilógramos, en el Paramillo no es más que de 7120 kilógramos, y la enorme disminución de 2880 kilógramos, los órganos vitales la tienen que resentir naturalmente. Y los que viven allí mucho tiempo en una vida activa, efectivamente se resienten; se apunan aunque estén muy acostumbrados. Por mi parte,

resistí cuatro años, al fin de los cuales principié á esgarrar sangre y tuve que abandonar el puesto, pero creo que eso fué más bien consecuencia de los disgustos continuos, que del clima solamente.

La humedad atmosférica

Meses	Humedad relativa	Presión del vapor
Enero	61.4	6.61
Febrero	68.3	6.82
Marzo	61.4	5.82
Abril	57.4	3.20
Mayo	47.6	2.77
Junio	64.9	3.71
Julio	50.5	3.03
Agosto	59.5	3.03
Setiembre	44.4	2.78
Octubre	49.1	2.58
Noviembre	47.7	4.19
Diciembre	47.0	4.86
Año	53.3	4.15

El clima es pues en extremo seco, y sucede á veces que las observaciones psicrométricas demuestran que la atmósfera está sin humedad apreciable. El viento de la cordillera, el sud y sudeste sobre todo, son sumamente secos. El cútis del recien venido al Paramillo se resiente mucho con esta sequedad, y los labios, las manos y aún la cara se parten, ó como dicen los mineros, se queman, hasta el punto de ensangrentarse. Eso suele repetirse á fines de invierno y principios de primavera. Con todo, esta extrema sequedad no sienta mal á la salud; al contrario, creo que á mucha gente la estadía durante el verano en el Paramillo les conviene mucho.

Lluvia y nieve

Llueve muy poco en el Paramillo. Las neblinas son muy frecuentes y vienen siempre del este con el viento frio. Sin embargo, en Noviembre de 1886 ha llovido 51.8 milímetros, y tuvimos una grande creciente. Evidentemente llueve mucho más sobre el faldeo este de la sierra, pues aunque allí no bajan más que rios secos, estos mismos se vuelven imponentes raudales cuando llueve, y estos se hacen sentir hasta muy lejos en el bajo, como lo experimenta el ferro-carril de Mendoza á San Juan, que cada año tiene que renovar una parte de sus terraplenes, llevados por las crecientes.

La mayor cantidád de lluvia que cae sobre el faldeo este de la

sierra, creo que explica la mucha agua que brota á cierta hondura en las minas del Paramillo, teniendo en consideracion que los mantos que forman la estratificación del Rhet mantean al oeste. Promedio: según las observaciones de dos años y medio, han caido anualmente en forma de lluvia y de nieve 188.4 milímetros de agua, siendo la mayor parte en forma de nieve. En todos los meses cae nieve en el Paramillo. con más abundancia en Agosto y Setiembre. En 1886 nevó el 25 de Enero. En Agosto de 1888 nevó desde el 4 hasta el 11, y su espesor alcanzó sobre el desmonte de la mina Rosario á 1.30 metros; en la quebrada se acumuló la nieve á un espesor de cerca de 10 metros.

Vientos

Los dias de calma habidos durante el tiempo que se anotaron las observaciones fué de 18.1 °/₀, y la frecuencia de los vientos fué la siguiente: del norte, 2.20 °/₀; del noreste, 4.50 °/₀; del este, 17.70; del sudeste, 29.7 °/₀; del sud, 8.0 °/₀; del sudoeste 12.30 °/₀; del oeste, 3.1 °/₀, y del noroeste 4.2 °/₀. Con el anemométro de Robinson he medido las velocidades del viento, pero este aparato era inseguro. El viento más fuerte es el del noroeste, que es muy peligroso, por su terrible vehemencia. Muchas veces no pueden las tropas cruzar por la Cruz del Paramillo á causa del viento, que tira al ginete al suelo. Y lo mismo en las quebradas, en el reparo, es preciso asegurar muy bien los techos de edificios, etc., contra la furia del huracan que levanta enormes polvaredas y levanta piedritas que lleva como balas en un fuego graneado de infantería. La corriente de aire en las alturas de la atmósfera es invariablemente del oeste recto.

La enfermedad más común en el Paramillo es el reumatismo, que en algunas épocas adquiere una frecuencia que lo hacen parecer epidémico. Hemos tenido que llevar con frecuencia á tales enfermos sobre angarillas á Villa Vicencio. En 1886-87 llegó el cólera á la mina y mató á siete hombres; todos los casos de esta enfermedad han ocurrido en la población del socavón del Sauce, donde estalló en los inmundos ranchos de la Comisaría de policía. En 1889, la viruela atacó un gran número de gente y se llevó más de veinte.

El clima tan riguroso hace muy desagradable la estadía en aquellas alturas, y es esta una de las causas principales por qué los obreros no quedan allí mucho tiempo.

VI. — LOS OBREROS

Los obreros forman naturalmente el elemento principal para llevar adelante el programa proyectado. En 1885 todos los obreros eran gentes del mineral mismo, ò de los minerales vecinos del Tontal, Calingasta, etc. No trabajaba un solo extranjero en la empresa. El trabajo se llevaba adelante de la antigua manera usual en el país, y los salarios eran bajos. Un muy buen carretero ganaba 25 á 30 pesos moneda nacional; un arpire, 20 pesos moneda nacional. El metro de cerro corrido en cortada valia 20 y 26 pesos moneda nacional. Pero el trabajo era lento y me pareció desde luego imposible activar nada con esta gente. Era infructuoso ensayar de enseñarles algo, ó introducir nuevos métodos. Principié con tales criollos la perforación del pique Gobernador, y tuve que abandonarlo, porque ellos no querian trabajar por plomo y regla, y creo que tenian miedo cuando vieron el pique redondo vertical. Vi que el modo de trabajar de ellos, era exactamente el trabajo de esclavos. Esta gente acostumbrada á ser tratada como esclavos, como meros instrumentos de trabajo ó animales de trabajo, se vengaban de sentirse en esta posición inferior, por la destrucción de los instrumentos de trabajo, ó sea de las herramientas que se les daba, y se vengaban en los animales maltratándolos, para hacer sentir á ambos que ellos eran seres superiores á animales y herramientas. Por esto en el interior de la República los métodos de trabajo no adelantan, pues el patrón estanciero sigue siendo siempre el *encomendero* del tiempo colonial para con sus peones, y estos, los *esclavos indios reducidos*, que no desean más que proporcionarse el placer de la revancha, por el mal tratamiento que sufren, rompen la herramienta y maltratan los animales. Por eso la herramienta no puede ser otra que la antigua, pesada, fuerte y grosera, como por ejemplo, el arado del país, cuya única virtud es la de que el peón no lo puede romper, y que si lo rompe cuesta poco reemplazarlo. Basta echar una mirada en una estancia, al modo como el patrón trata al peón y como este maltrata los animales, para darse plena cuenta de que este método de producción y de trabajo es derivado de una organización de esclavitud, y que aunque el período de esclavitud haya caducado de derecho en la revolución de Mayo, de hecho reside hoy todavía en las costumbres del pueblo argentino. Y costumbres tan arraigadas no pueden arrancarse de una nación de un dia para otro, si no cambian primeramente las condiciones económicas del trabajo. Es esto recien ahora lo que se está tratando de hacer, gracias á la inmigración.

Vivía aquella peonada en unos ranchitos miserables, sin puertas, en huecos, tirados sobre el suelo. Quería mejorar este estado miserable y brutal de los infelices; mandé hacer puertas para poder ellos cerrar los ranchos, y tarimas sobre que pudiesen dormir, ¡pero puertas y tarimas han sido echadas al fuego muy luego no más! Fué entonces que hice construir ranchos mejores é hice venir obreros extranjeros y entonces se activaron los trabajos. Naturalmente que subieron los salarios pero muy poca cosa, si se considera que el numerario fiduciario ha bajado en valor á menos de la mitad de entonces, pues hoy un buen barretero al destajo gana de 50 á 60 pesos y el jornalero peón de 1.30 á 1.50 pesos por dia. Y hemos podido reunir en cuadrillas muy buenos mineros, que trabajaban 8 horas diarias en destajo.

Piamonteses, lombardos, franceses, tiroleses, etc., forman ahora el núcleo del cuerpo de los mineros en el Paramillo, y un núcleo superior de hombres muy trabajadores, honrados y sobrios. Deseo á la sociedad que no se destruya por la mano torpe de algún empleado este cimiento excelente de que depende la futura prosperidad de la empresa. Buenos empleados son mucho más difícil de hallar que obreros. La sociedad ha tenido al principio sobre todo, demasiado número de empleados, y el directorio seguramente con excelentes miras ha enviado mucha gente para la que no había ocupación; pasó así sucesivamente una compañía de dependientes por allí; ex-cabos de marina y de artillería, ingenieros y *tutti cuanti*, *creti* y *pleti*.

VII. — LOS TRASPORTES

Los transportes se hicieron en 1885 de Mendoza á la mina por Villa Vicencio, sobre mulas, pagándose la carga á 1.60 pesos moneda nacional. Hoy vale la carga 3 pesos moneda nacional. El camino de carros de Mendoza por las Higueras, quebrada del Salto y la Cruz del Paramillo, aunque tiene algunas subidas y repechos fuertes, está en perfecto estado, y hemos habilitado este camino para poder hacer el tráfico aun con carros de muy pesada carga, con intención de llevar la maquinaria á la mina. Efectivamente, hemos llevado piezas que pesaban 48 quintales en carros tirados por bueyes, en diez dias, de la estación del ferro-carril en Mendoza al Paramillo sin tropiezo alguno. Fácilmente se pudiera haber abierto un camino carretero de la estación de Jocoli á los Cerrillos, y ahorrado de este modo para el trabajo de los carros el trecho pesado de Mendoza á los Cerrillos, pero como se esperaba siempre de

ver concluida la sección del ferro-carril Trasandino de Mendoza á Uspallata no se ha hecho este camino. La estación de Uspallata está unida al Paramillo por un inmejorable camino carretero, y una vez el tráfico del ferro-carril Trasandino entregado al público, la exportación de los metales y la proveeduria de la mina con lo necesario, será facilitado en alto grado. En la sierra misma no crece nada; todo hay que traer de Mendoza, hasta el pasto para las mulas, y puede el lector darse cuenta de cómo la alza de 87 $^1/_2$ °/₀ en los fletes ha gravado el costo de la faena. El quintal de la carga en carro de Mendoza á la mina sale á 2.50 pesos moneda nacional. Los costos de flete del mineral á Europa en 1885 se calculaban como sigue, para la tonelada métrica de 1000 kilógramos:

Flete á Mendoza (1.60 $ por 12 @)	11.60	$ m/n
Gastos en Mendoza	2.00	»
Flete por ferro-carril á Rosario	9.52	»
Lanchaje en Rosario	1.40	»
Trasborde en Rosario	1.90	»
	26.42	»
Oro á 130	20.33	$ oro
A 4 marcos	81.32	marcos
Flete á Hamburgo 25 marcos, más 10 °/₀ de capa	27.50	»
Carga y descarga en Hamburgo	2.55	»
Fletes de ferro-carril á la fundición	14.22	»
Porte, etc	0.35	»
	125.94	»
	31.50	$ oro
	40.95	» m/n

Ahora en Abril de 1890, los gastos son los siguientes:

Flete á Mendoza (á 3 $ las 12 @)	21.77	$ m/n
Gastos en Mendoza	3.00	»
Flete del ferro-carril Gran Argentino á Rosario	14.28	»
Lanchaje en Rosario	2.50	»
Trasborde en Rosario	3.00	»
	44.55	$ m/n
Oro á 315	14.15	» oro
A 4 marcos	42.45	marcos
A Hamburgo á 30 marcos 10 °/₀ de capa	33.00	»
Carga y descarga en Hamburgo	2.70	»
Flete á la fundición	20.00	»
Porte, etc	0.40	»
	98.55	»
	24.64	$ oro
	77.61	» m/n

He anotado estas pequeñas cuentas aquí, para llamar la atención del lector sobre el estado inseguro en que se hallan todas las empresas cuyo capital está fijado en sumas de dinero de papel moneda. Los gastos de exportación de nuestros metales han subido pues para la sociedad al 189.53 °/₀ en solo 4 años. Y si tomamos en cuenta la depreciación de la plata de 47 á 43 pen., tenemos que la proporción de los gastos de exportación, con el valor del producto, en cuatro años aumentó de 100 : 207.16. En esta proporción subieron también más ó menos los gastos de producción. Vivimos en un estado de inseguridad económica que tiene que matar forzosamente la industria. Los precios de trasporte que consumían en 1885 cada tonelada de metal el valor de 0.907 kilógramos de plata, consumen por ahora solamente el valor de 0.776 kilógramos! Es de la más imperiosa necesidad reducir el peso del metal, y aumentar la ley de plata cuanto sea posible, ya que no es posible beneficiar aquí mismo los metales y producir piña misma. Es por eso que he introducido en el Paramillo la concentración, la calcinación y la lixiviación.

Que en absoluto los gastos de fletes hayan bajado de 31.50 pesos oro á 24.64 pesos oro es muy importante, pero eso no anula los negativos efectos que la baja del precio de la plata ejerce sobre todo en la marcha de los negocios de la sociedad, y el enorme aumento de precio que los trabajos de instalación han sufrido por la depreciación del papel moneda, en el cual está fijado el monto del capital social. La habilitación del ferro-carril Trasandino á Uspallata será para la sociedad de trascendental importancia.

VIII. — LA LEÑA

La leña y su precio entraba de argumento serio en la confección del programa, porque se ha tenido en vista la instalación del trabajo en lo posible á vapor, y la calcina de los metales. En cierto círculo alrededor de la mina la leña ya ha sido concluida por los mineros, pero todavía queda en las quebradas y cañadas leña suficiente para algún tiempo, y luego se cuenta con los productos de los pozos de brea mineral de Cacheuta. Más tarde, cuando el ferro-carril Trasandino esté concluido hasta la ciudad de los Andes, en Chile, tendremos á precio barato el carbón de Lota y Coronel. En 1885 la carga de leña se compraba por 0.30 centavos, y ahora por 0.66 centavos. El carbón para fragua valía antes 0.60 la carga y hoy 1.40 pesos.

IX. — LOS TRABAJOS DE MINA

Los barreteros del principio trabajaban con la antigua herramienta, con los barrenos puntados y el combo graneado. Esto se ha abolido. Ahora se usa barreno de acero redondo del Creuzot y combo liso, aquel de 25 milímetros, y este de 130 á 135 milímetros de largo y de 30 á 35 milímetros de ancho, y de peso de 2 $^1/_2$ á 4 kilógramos; los combos pesados los usan especialmente los piamonteses en el trabajo de chulanas. Hasta 1886 se usaba en el Paramillo, en las minas, la pólvora negra de la fábrica de Canabe en los Andes de Chile, que puesta en el Paramillo costaba 12 pesos moneda nacional el quintal. Las mechas ó guías eran las de Bickford, y venían también de Chile. Hoy se usa esta pólvora solamente sobre metal en labores secas. Hemos introducido primero la dinamita y después la gelatina de Noble. La primera cuesta en el Paramillo 12 pesos oro, y la segunda 21 pesos oro. La gelatina es preferible, porque no se congela. Los pique-maestros que hemos aceptado como tipo más adecuado á la condiciones del trabajo son redondos ó circulares de tres metros de diámetro. Se bajan los piques ajustando la labor conforme á una plomada colgada en el centro, y una regla de 1.50 metros de largo, que se usa como radio. Todos los piques están en roca completamente firme; solamente en los brocales hay mampostería, hecha de trozos de arenisca y conglomerado del Cerro Blanco, que se rompe en pedazos de caras paralelas y de gran firmeza. El pique Ramos Mejía tiene en el brocal una camisa de mampostería hasta los 6 metros de hondura, que es la hondura del panizo blanco, y de 0.50 metros de grueso. En los despachos ó recetas, y en la parte de las galerías junto al pique no hemos tenido nunca necesidad de ademación, lo que ahorra por supuesto un capital. Él pique se divide en la parte del tiro, por donde suben y bajan los baldes, que ocupa 1.780 metros del diámetro, y en la parte del pueble en que se colocarán las escaleras para que suba y baje la gente (siempre que no haya otra labor antigua que pueda servir para esto, como los piques de Villanueva para la mina Gobernador), y para colocar los aparatos del desagüe, como las bombas, tubos y espigas maestras, que trasmiten el movimiento del balancín á las bombas. Cuando sea preciso también pasará por la parte del pueble el tubo de ventilación. De 6 metros á 6 metros de hondura la sección del pueble del pique está dividida por correderas ó plataformas, sobre las cuales se colocan las guías y agarraderas de la espiga maestra y las escaleras. Las soleras que

cargan las correderas están bien macizadas en el respaldo del pique, y las macizas ó patillas que en el Paramillo los mineros llaman las martoisas, tienen de 25 á 30 centímetros de hondura en roca firme. Todas las soleras son de fierro I de 160 × 74 × 6,3 × 9.5 milímetros, que pesan 18.1 kilógramos por metro y cuyo momento de resistencia es de 118. En los mantos es preciso tener cuidado porque caen muchas veces pequeñas piedras sueltas al pique; se evita esto con enanchar un poco el pique en algunos centímetros, y echar un reboque de cal y cemento sobre la cara del manto. Las galerías (ó frontones principales) son todas calculadas para el trasporte sobre una vía de railes de acero Decauville, de 0.50 metros, de 7 kilógramos de peso por metro, y wagones de 60 centímetros de anchura de caja. Son de 1.50 de ancho y 1.70 metro de alto, con el caño de agua de un lado de 0.30 × 0.30 metros. La inclinación es de $^1/_2$% para facilitar la marcha de los wagones cargados al pique. Nuestra intención es hacer el trasporte en las galerías, cuando el largo sea mayor, por medio de burros. Las labores de desfrute ó de beneficio sobre la veta se hacen por testeros ó gradines inversos, y para ahorrar la madera en los encatrados, se dejan puentes macizos, aunque sean de metal. Se procede del modo siguiente: abriendo la galería á hilo, ó sea sobre la veta, adelantado el frente suficientemente para que no se incomode los barreterros, se rompe sobre el metal, tanto como es posible en medio del largo que tenga el clavo, un contracielo ó una chimenea hácia arriba. De esta chimenea se abre un frontón á ambos lados sobre la veta, dejando como piso de este frontón un puente de 0.50 á 1 metro de grueso, según sea la ganga de la veta más ó menos firme, cuyo puente sirve de cielo ó techo á la galería debajo de él. El frontón no es más ancho que el metal, y cuando menos el necesario para poder pasar el barreterro cómodamente, es decir 0.70 á 0.80 metro. Si el metal es más ancho hay que alargar más el ancho del frontón. El trabajo de beneficio en frentes de galería y frontones se hace cercando el metal de tal manera que se deja primeramente el metal sobre uno de los respaldos sin tocarlo, adelantando el cerco sobre una guía de Masacota blanda. Despues de haber abierto el cerco de este modo, en un largo de 2 á 3 metros, según esté la parte metalera de la veta más ó menos firme, se limpia completamente la labor de la saca, y se quiebra el metal, que pasa allí mismo por un proceso de primer respaldeo, ó sea de separación de todos los trozos sin metal ninguno, y se le echa en bolsas, que van al pique afuera, y se vacían recien en la cancha del scheidage, ó del primer pallaqueo ó separación á mano. Los frontones mencionados, abiertos desde las chimeneas á ambos lados,

avanzan en un alto de 2 metros y un largo de 6 metros; en seguida se principia el segundo frontón ó testero, 2 metros más arriba, rellenando, según este va adelantando, el primer frontón abierto debajo del segundo, asi que los barreteros que trabajan en el segundo testero, pisan sobre este relleno ó desfrute, y asi se sigue adelante, rompiendo cada 6 metros por los puentes una comunicación hacia abajo á la galería principal, de 0.50 metro de abertura, por la cual se hecha el metal embolsado á los wagones.

Conforme el laboreo va subiendo en la veta, y aumentando el alto de los desfrutes, se sigue levantando murallas en seco, que permiten conservar abiertas las chimeneas que dan comunicación entre el laboreo de testero arriba y la galería principal abajo. El quebrar el metal bien puro y no perder metal en los barros y desfrutes es, naturalmente, de máxima importancia y exije la mayor vigilancia por parte del maestro-laborero ó capataz de mina. Para quebrar el metal en el segundo testero y siguientes se pone un cuero sobre los desfrutes que forman el piso. Naturalmente hay que modificar este método según va el beneficio y el broceo repartido en la veta, pero siempre habrá que romper la principal chimenea hacia arriba y desde ella abrir, de trecho en trecho, frontones á los lados para iniciar el laboreo de beneficio y examinar la extensión que lleva el beneficio. Se comprende que el principal trabajo en las minas es este del laboreo de beneficio, que en el Paramillo es tan sumamente favorecido por la gran firmeza del cerro, y las cajas tan sólidas y bien determinadas de las vetas. Hay que tener cuidado de dejar el cielo de las galerías bien asegurado por los puentes mencionados; aunque después más arriba se rajara la veta sin disponer de material suficiente para rellenar todo por desfrutes; la gran solidez de las cajas nos permite, en el Paramillo, trabajar con más libertad de la que en otros minerales se pudiera ejercer impunemente. Además siempre quedan puentes en broceo suficientes para asegurar el cerro. Todavía no hemos llevado ningún laboreo sobre beneficios de grande anchura; pero estos sucederán en las vetas de gran potencia, y entonces habrá que adoptar otro método para el laboreo de beneficio, que será el laboreo de través con enmurallamiento de los frontones de base. También es muy probable que hayan de suceder casos en que los puentes á dejar en los cielos de las galerías, contengan metal tan rico que pagaría bien los costos de beneficiarlos y reemplazarlos por bóveda de piedra y cal. Para esto tenemos en el panizo blanco, areniscas muy buenas. Lo que en el laboreo hay que evitar escrupulosamente, en el Paramillo, es toda posibilidad de necesitar madera; esta no existe allí, y en Mendoza el precio del pino del Canadá es inmenso, y á pesar

de esto es hoy la madera más barata allí. El álamo de Mendoza es completamente inservible para ademes en minas.

Ya he mencionado que los trasportes en las galerías, así como los al sol los hacemos por el sistema de rieles Decauville de 0.50 metro. Usamos los tramos de 2.50 metros y curvas de 6 metros de radio que corresponden perfectamente á todas nuestras necesidades. Los wagones de mina los construimos nosotros mismos en la fragua, de chapa de una linea, sobre ejes y ruedas que nos fabrican Zamboni hijos, quienes nos han trabajado toda clase de ferreteria á satisfacción. Los wagones que usamos al sol, en cancha y en la concentración son de Decauville, tipo Panamá. Los wagones de mina son de 1.00 + 0.60 + 0.50 metros, con básculas, á volcarse hacia adelante. Dos despachos, —que en el Paramillo han dado en llamarlos las recetas, — están á 1.25 más bajo que el piso de la galería, y al nivel de la boca del balde del pique asentado abajo y por una pequeña plataforma (ó corredera), sobresalen tanto en el pique, que el balde apenas puede pasar, de este modo el vagonero no tiene trabajo para volcar el wagón, y el llenador del balde tiene poco trabajo para cumplir con su tarea.

Para los piques hemos usado primeramente simples tornos de mina, y hemos hecho el servicio con ellos sacando la saca, el agua y los barreteros, hasta los 60 metros de hondura. Después, como el agua aumentó, hemos armado malacates para dos mulas, y al fin hemos aplicado para el servicio la fuerza del vapor. Los tornos estaban aplicados directamente sobre el pique, desde que estos tenían 10 metros de hondura, y aún con andamio no fué posible tirar la saca á pala; el árbol tenia 33 centímetros de diámetro, es de álamo, pero con un eje de fierro de 5 centímetros cuadrados por el medio; las cigüeñas son de 47 centímetros de radio; como cuerda se usa pita de 30 milímetros de grueso, que ha respondido siempre satisfactoriamente; los baldes, de 120 litros, son de chapa de fierro, fabricados por Zamboni. En cuanto á los malacates hay en uso de fierro y de madera; los de fierro son construidos en la fábrica Humboldt en Kalk, cerca de Cologne. El doble tambor vertical, de 2.50 metros de diámetro, y 0.69 metros de altura, gira sobre una espiga ó eje vertical, fijo sobre un pilar de mampostería de 2.27 de altura, así que las mulas pasan por debajo de las cuerdas de alambre de acero de 8 milímetros de grueso, capaces de cargar 2500 kilógramos, máximo. El diámetro de la cancha es de 4.70 metros; así que para la velocidad de la mula de 0.9 metros por segundo, el balde sube con la de 0.43 metros. Estos malacates son muy fuertes y muy útiles; en donde no hay grandes cantidades de agua á levantar, estos malacates pueden

usarse hasta 300 metros de hondura. Los baldes de fierro de 0.55 de diámetro contienen 170 litros y pesan 70 kilógramos. Hemos puesto para sacar el agua en lugar de los baldes de fierro bordalesas arregladas para volcarlas fácilmente, y que contenian 200 litros. Los malacates de madera los hemos construido en el Paramillo, de un modelo menor para piques pequeños, como para la Belen; estos giran dentro de un subterráneo y la mula pasa por encima de las cuerdas.

Cuando experimentalmente sabíamos que el agua en hondura existía en tales cantidades que con el trabajo de mulas no podríamos sacarla, recurrimos á la maquinaría á vapor para el tiro y desagüe. De todos los tipos de aparatos entre los cuales hemos podido elegir, nos hemos decidido por un modelo de máquinas de tiro y desagüe que construye la fábrica Humboldt. En el plano número IV anexo, puede el lector imponerse de la disposición de este aparato en general. Son dos los tamaños que hemos adoptado. El mayor es el que hemos armado en el pique Gobernador; y los pormenores de este tamaño son los siguientes:

Diámetro de los cilindros	190	milímetros
Juego del émbolo	380	»
Vueltas del eje de manubrios por minuto	82	»
Velocidad media del émbolo por segundo	1039	»
Fuerza de caballos con 4 atmósferas de presión y sin expansión	14	»
Diámetro de los tambores	1250	»
Ancho de los mismos	700	»
Diámetro de las cuerdas de alambre de acero	17	»
Largo de cuerda que cabe con doble vueltas sobre los tambores	260	metros
Proporción de las ruedas dentadas de los tambores y del eje de manubrios	1,5	
Velocidad media de los baldes por segundo	1060	milímetros
De 30 metros de hondura levanta el peso neto de	740	kilógramos
» 100 » » » » »	670	»
» 200 » » » » »	570	»
La bomba forzadora es de émbolo, del diámetro de	125	milímetros
El juego del émbolo de la bomba	320	»
Diámetro de los tubos	80	»
» de la espiga madre	30	»
Superficie de calefacción de la caldera	10	metros cuadrados

La máquina tiene un freno de cinta, y puede trabajar sola la bomba, ó solos los tambores; también puede hacerse el tiro con un tambor solo. La alimentación de la caldera se hace por inyector de Schaeffer y Budenberg. La caldera es del tipo vertical con 15 tubos hervidores horizontales.

El segundo tamaño es algo menor, destinado al pique Vallejos, y los pormenores siguientes darán una idea de él :

Diámetro de los cilindros	160	milímetros
Juego del émbolo	320	»
Vueltas del eje de manubrios por minuto	90	»
Velocidad media del émbolo por segundo	960	»
Fuerza de caballos con 4 atmósferas de presión y sin expansión	9	»
Diámetro de los tambores	1000	»
Ancho de los tambores	600	»
Diámetro de las cuerdas de alambre de acero	15	»
Largo de cuerda que cabe con doble vueltas sobre los tambores	200	metros
Proporción de las ruedas dentadas	1.5	
Velocidad media de las baldes por segundo	940	milímetros
De 30 metros de hondura levanta el peso neto de	530	kilógramos
» 100 » » » » »	470	»
» 200 » » » » »	390	»

La bomba del pique Gobernador alza 188 litros de agua á 60 metros de hondura por minuto cuando preciso fuera, pero generalmente alzando el agua de la grande tasa de 45 metros cúbicos que se abrió al lado del pique, se hace trabajar con media velocidad, y entonces alza 94 litros por minuto. El agua cae de la galería primeramente á la caldera de pique adonde se asienta el barro y la lama más gruesa; de allí pasa por un canal provisto con cedazos de medio milímetro á la tasa de la cual la bomba la alza por el tubo respirador. Al sol hay tres grandes piletas, que retienen el agua, para la concentración y lixiviación. El brocal del pique está arreglado por medio de dos puertas de báscula de tal manera que cada balde, por el simple cambio de la palanca reguladora del motor, se vuelca encima del wagón. Los baldes se mueven entre dos guías de cuerda dealambre; estas guías están colgadas de un fuerte doble fierro I que está sostenido por las murallas del tejavón ó del galpón en que se halla el brocal del pique, y están completamente independientes de la horca que sostiene las poleas. Las poleas del pique Gobernador son de 1560 milímetros de diámetro y con garganta de 30 milímetros de ancho; son de fierro fundido, y están forrados en cuero crudo, que ha respondido muy bien á la conservación de las cuerdas. Las cuerdas se conservan escrupulosamente untadas con una masa compuesta de $^1/_3$ alquitran de Suecia, $^1/_3$ grasa y $^1/_3$ aceite de linasa, que se pone caliente sobre la cuerda. Las cuerdas vienen de la fábrica de Felten y Guillaume, de Cologne, y son inmejorables; estando el pique en debido órden, nunca sucede una rotura de las cuerdas. Las poleas están á 7 metros encima del brocal del pique, y las horcas construidas en la mina son de fierro I y angular.

Naturalmente que en aquel clima todos los aparatos, en el brocal, están bajo techo y de un grande y espacioso tejavón, de techo de fierro y chapa galvanizada. Como los vientos no almiten alfagías de madera, hemos reemplazadolas por planchuela de $^1/_{16}$, asegurada sobre fierro I con bolondos de $^1/_8$, y las chapas galvanizadas van remachadas con remaches de $^1/_8$ sobre la planchuela. El agua para la alimentación de la caldera, como no tenemos en el Paramillo otra que la del pique, la sacamos del tubo de la bomba del pique, de cuyo tubo, encima del brocal, se ramifica un tubo de 1″ agarrado del tubo forzador por medio de una abrazadera, y provisto de una llave. Este tubo lleva el agua á una gran tina donde se agrega cerca de $^1/_8$ litro del Litoreactivo de Weifz y Cª, de Basilea; este *anti-scalefluid* precipita grandes cantidades de sulfato de cal, y nos ha preservado nuestras calderas de un modo extraordinario de incrustaciones, y aún cuando por descuido del maquinista no se haya dado suficiente reactivo al agua en la tina alguna vez, y se haya formado una incrustación delgada, esta suelta inmediatamente con echar un poco más de fluido al agua, y sale en forma de pizarra fina al lavar la caldera. El lubrificante que usamos para las máquinas es la Valvoline de Leonard & Ellis, de Nueva York.

Para la ventilación, usamos tubos de zinc, de chapa número 20 (numeración de la Vieille-Montagne, de 1.60 milímetros) de 130 milímetros diámetro; se cortan dos tubos de una chapa. Donde hay una corriente de aire natural disponible se regula esta por puertas y embudos de tablas, que rematan en la cañería de zinc, y en caso negativo, usamos un ventilador de espiral de 570 milímetros de diámetro, que con 33 vueltas por segundo dá 0.755 metros cúbicos de aire por segundo. Movido por un pequeño malacate, hemos ventilado con este ventilador toda la mina Gobernador antes de haberse establecido la comunicación con el pozo de Maza, y con éxito completo. Este ventilador fué construido en la fábrica Humboldt. Hasta ahora hemos subido y bajado la gente en los baldes, pero como ya he mencionado más arriba, eso se dejará de hacer en adelante cuando el pueble habrá aumentado á mayor número de obreros. La iluminación la hacemos con lámparas del modelo ordinario de mineros, con aceite de colza. Cada obrero tiene su lámpara propia y compra el aceite él mismo. Las escaleras que usamos en las chimeneas, etc., colgadas, de fierro redondo de 15 milímetros, compuestas de tramos de 30 centímetros de alto y 30 centímetros de ancho, que por medio de dos ganchos se enganchan la una con la otra; han respondido muy bien á todas las necesidades.

En cuando á desgracias hemos tenido un caso en cuatro años, y

medio; el baldero ocupado en el brocal del pique Ramos Mejía se cayó al pique. A qué fatal circunstancia atribuir este hecho es imposible decir, pues el pique está provisto de balaustrada y puertas de báscula. En los seis piques que hemos abierto y perforado nunca hemos tenido en el trabajo un solo accidente, y con trabajo fuerte y apurado. Los precios de laboreo son para el metro corrido de pique hasta la hondura de 30 metros, 40 pesos incluso la saca por torno y el gasto de dinamita, cápsulas y mechas. De allí á 60 metros, si no lleva agua la labor, el metro cuesta de 50 á 60 pesos moneda nacional, y hasta 80 metros, se paga 70 pesos moneda nacional; en frente de galería de cortada, en gran firmeza, cuesta 40 pesos, sin obligación por parte de los empresarios de hacer la saca. Sobre veta varían mucho los precios; entre 15 y 25 pesos moneda nacional el metro es lo más general que se cobra por parte de la cuadrilla de seis hombres. Los wagoneros cobran hoy hasta 1.80 pesos moneda nacional por trabajo de dia. Los maquinistas ganan 2.50 y 3 pesos y los foguistas 1.60 pesos al dia. Todos los obreros reciben raciones, cocidas ó crudas, como las prefieran. La ración consiste en $^3/_4$ kilógramos carne de vaca; 1 libra de pan; 1 libra de papas, ó de maiz, ó de arroz, ó de trigo; 12 onzas de sal por semana. La carne se entiende que sea pulpa, siendo con huesos, se aumenta algo más el peso de la ración.

X. — LA PREPARACIÓN DE LOS METALES

Ya he dicho que la sociedad compraba á los pirqueneros habilitados por ella el metal según una tarifa fijada de antemano. El método de proceder para recibir y pagar los metales era el siguiente:

El pirquenero tenía que echar el metal chancado ó sea quebrado al tamaño no mayor de un material que puede cernirse por un palastro de unos 4 milímetros, sobre el piso de tabla de la pieza de comunes de la administración. Allí se revolvía bien el metal á pala, y á conformidad y gusto del vendedor se sacaban para preparar el común de 5 á 10 paladas á un montón aparte. Este montón se volvía á revolver y se volvía á sacar con una cuchara de albañil una cantidad aparte, de que se formaba un montón circular, dividido por dos cortes diametrales en cuatro partes. Una de estas partes que escogía el vendedor, se molía en el mortero, y se pasaba por un arnero de 2 milímetros, después de lo cual se volvía á tomar la cuarta parte, á molerla y cernirla por una criba de 1 milímetro. Se cuarteaba otra vez y se molia al tamaño para cer-

nir por un cedazo de $^1/_2$ milímetro. De este común se hacían tres muestras envueltas en papel y selladas con lacre, la una para el comprador, la segunda para el vendedor y la tercera quedaba depositada en manos del administrador; para el caso que no hubiese conformidad entre los ensayos de comprador y vendedor, se nombra un tercer ensayador como juez árbitro. Casi todos los antiguos pirqueneros en el mineral saben ensayar, y su modo de proceder es el siguiente:

Ellos hacen primeramente un flujo negro, que fabrican quemando sobre una pala, por medio de una brasa encendida, 2 libras de cremor tártaro mezclado con 1 libra de salitre. El ensayo lo hacen en un crisol; mezclan 5 gramos del metal molido con 5 gramos de litargirio y con 10 gramos de flujo negro, y echan esta mezcla en el crisol; encima de esto echan otros 5 gramos de litargirio y un poco de bórax. El crisol lo tapan con un pedazo de crisol ya usado y roto, y lo colocan en un pequeño horno de viento, que ellos mismos fabrican de piedra y barro. Bien fundida la masa, sacan el crisol y lo vacían en un molde de hierro, generalmente en el hueco de un combo graneado. Después de enfriado el régulo y separado de la escoria, lo colocan en la copela y en la mufla del horno de copelar, y copelan. Admirable es en los pirqueneros como conocen á simple vista la ley de los metales, gracias á una práctica de tantos años. El minero viejo del Paramillo, puede decirse, no necesita de ensayo, él conoce á la vista con suficiente aproximación la ley de sus metales, y es muy raro que se equivoque.

La preparación á que los pirqueneros sujetan el metal sacado de la mina es triple. La primera es el *respaldeo;* esta operación consiste en separar tanto como sea posible la piedra sin ley de metal. La operación se hace sobre una piedra con un combo, para romper los trozos mayores, tirar la broza y pasar el metal respaldeado al *pallaqueo*. El pallaqueo es la separación fina del material de ley de la piedra, y en la perfección de esta manipulación consiste el verdadero arte del pirquenero como cancha-minero. El material pallaqueado se *chanquea,* quiere decir se rompe sobre una piedra, la *chanquera,* por medio del combo. La habilidad de los pallaqueadores y chanqueadores es efectivamente admirable. Ver á jóvenes de 15 y 16 años pallaquear *cálidos enredados* es interesante y ningún muchacho europeo sería capaz de eso. Lo mismo sucede con los fríos; pero con todo he tenido demasiada ocasión de averiguar, que trabajando los chanqueros por salario en el servicio de una empresa como de la sociedad, el trabajo de la cancha es enteramente insuficiente. Hemos estado sacando de la Belen mucho metal: galena en colpas gruesas, blenda y galena fina. Muchísimos llam-

pos (el material fino como sale de la mina) se separaban sin poderse pallaquear, ó á lo menos, para pallaquear y separar material más fino de 10 ó 12 milímetros el trabajo se hace muy molesto y penoso para dedos de muchachos, pues el mejor metal y la mayor parte queda perdido. En la cancha de la Belen trabajaban unos 40 muchachos bajo la vigilancia de un capataz. El metal era tan grueso y la galena tan frágil que cada uno de los muchachos hubiera podido fácilmente chancar en ocho horas de trabajo 400 kilógramos; pero jamás se ha llegado á una cantidad siquiera semejante, ni á la mitad, pues 300 á 350 libras era lo más que he podido conseguir de los mejores trabajadores, y trabajo mal hecho, porque el trabajo para el patrón y el trabajo para la venta propia son cosas enteramente diferentes la una de la otra para estos ciudadanos libres. Se perdía mucho metal en los llampos, y se robaba todo lo mejor!

Desde el principio de mi administración he tenido ocasión de convencerme, que la preparación de los metales era de tal importancia, que del modo como esta se hacía dependía la existencia de la sociedad. Hasta el año 1880, más ó menos, los metales del Paramillo se exportaban á Chile. Entonces la ley más baja que ellos debían tener eran 100 marcos en el cajón de 64 quintales chilenos, ó sean 0.78 °/₀ ley de plata. Después con el ferro-carril, conforme iba aproximándose la punta de los rieles, hubo compradores para metales más pobres; al fin se compraban, como lo más inferior, metales de 40 marcos, ó sea 0.32 °/₀ de ley de plata, sin pagarse el plomo que contenían estos metales, ni el oro ni el cobre.

Propuse á los señores directores de construir un establecimiento mecánico de preparación, y ellos estuvieron conformes con la idea. Las premisas para la realización de la idea eran las siguientes:

El material bruto, que de materia prima á beneficiarse existe en el Paramillo es de dos clases:

1° *Los metales cálidos,* que no pueden ser preparados por un proceso mecánico, pero que por su ley de plata variable entre 0.05 °/₀ y 0.30 °/₀ ofrecen una material valioso, si se pudiera por un método químico barato extraer su contenido de plata en una forma concentrada. La plata en estos metales esta en combinación con cloro y bromo.

2° *Los metales fríos;* sulfuros de plomo, cobre y plata, y sulfantimoniuro de cobre, fierro y plata, en mezcla metálica con blenda, cuarzo, masacota, siderita, chalcopirita y pirita de hierro, forma este grupo, y esta mezcla ofrece un material que se puede bien preparar por procesos mecánicos, ya sea por medio del agua, ya sea por medio de corrientes de aire.

La mezcla de cálidos y frios aunque no disponibles en grandes cantidades, pero de buena ley había que tenerse en vista, y ellos complicaban un tanto el proceso.

La amalgamación de los cálidos podia haberse muy bien adoptado como proceso de beneficio para los metales de la primera clase.

Ya los antiguos mineros habían amalgamado estos metales, como se puede observar en el antiguo patio de la Vallejo, donde existen hoy todavía las piedras de los mareyes con que molían los metales. Pero el más moderno proceso de la lixiviación, á más de las notables ventajas que ofrece sobre la amalgamación y de que trataremos más abajo, ofrecía la posibilidad de poder de un modo eficaz y barato beneficiar también los sulfuros y sulfantimoniuros, con tal que no contuviesen leyes por demás elevadas de plomo, que por el proceso mecánico se separan de la galena. El problema pues se presentaba en segundo lugar de este modo: producción de mineral plomizo para la exportación por medio de la preparación ó concentración mecánica, y por el mismo proceso concentrar los frios no plomizos en un material apto para la lixiviación, por cuyo proceso pasarían también los cálidos.

Los componentes del metal en el Paramillo, clasificados según sus pesos específicos, son:

Galena pura............	7.50
Tetraedritapura.........	4.95
Chalcopirita............	9.40
Blenda..................	4.20
Siderita................	3.70
Masacota...............	2.70
Cuarzo.................	2.65

Se ve, pues, que estos componentes se clasifican naturalmente en en cinco grupos, que son:

El primer grupo del peso 7.50, en este entra la galena pura;

El segundo grupo del peso 4.95 hasta 4.90, comprende la tetraedrita y pirita;

El tercer grupo del peso 4.20 hasta 4.05, formado por chalcopirita y blenda.

El cuarto grupo del peso 3.70, lo forma la siderita sola;

El quinto grupo del peso 2.70 á 2.65, comprende masacota y cuarzo.

El cuarto y quinto grupo abarcan toda la broza ó piedra que es preciso separar para el desmonte. Pero como la diferencia entre los pesos del tercero y cuarto grupo es $^1/_3$ más ó menos de la diferencia entre el cuarto y quinto grupo, y los componentes del ter-

cer grupo aunque de ley baja, siempre dan un material que con ventaja se puede explotar por la lixiviación, no podemos considerar la siderita en cuanto á su influencia sobre el proceso mecánico de concentración, como perteneciente á la broza ó piedra liviana, que los aparatos despedirian fácilmente, sin correr el riesgo de perder considerablemente en los eductos del tercer grupo. Esta circunstancia complica notablemente el proyecto de una concentración mecánica para estos metales y nos pone en cada cambio que tenga lugar, en las leyes de las blendas sobre todo, en la necesidad de cambiar también la marcha de los aparatos de concentración, ya sea con el fin de separar escrupulosamente los minerales del tercer grupo, aunque cayesen juntos con mucha siderita, ó hacer despedir la siderita, aunque sea con una parte de la blenda, cuando esta fuera sin ley de plata, con la broza. Los aparatos, pues, necesitan permitir amplia regulación en este sentido, la marcha de ellos reclama grande atención, guiada por minuciosos ensayos de las blendas por parte del personal directivo del establecimiento. Por supuesto hay minerales mezclados que según sus pesos específicos no pertenecen ni al uno ni al otro grupo, pero los metales plomizos ó galenos ya sean mezclados con tetraedrita, ya sean blendosas siempre se separan fácilmente. La tetraedrita y pirita no pueden ser separadas por procesos mecánicos simplemente, pero en la lixiviación la compaña de ambos es muy favorable. Algunos metales contienen tetraedrita sin pirita, muchos tetraedritas con blenda, eductos muy ricos de ley y que exige una regulación muy concienzuda de los aparatos para que no resulten grandes pérdidas. La posibilidad, pues, de poderse ajustar la marcha de los aparatos de varios modos adaptables á cada clase de metal, según predomina uno ò otro grupo de aquellòs, que segùn el peso específico hemos determinado, tenía que ser tomado en vista muy especialmente, al proyectar la construcción de un establecimiento de concentración.

Pero de igual importancia era el determinar la forma y el tamaño de volumen en que los componentes toman parte en el metal tal como sale de la mina. Dividimos según tamaño de los componentes el metal en :

Colpa	ó sea	pedazos	de	60 á 30	milímetros	de	tamaño
Granza	»	»	»	30 á $^1/_2$	»	»	»
Arena	»	»	»	$1^1/_2$ á $^1/_4$	»	»	»
Lama	»	»	menor de	$^1/_4$	»	»	»

La masacota y siderita forman muy á menudo colpas puras, que al principio del proceso deben, pues, ser separados y tirados al desmonte.

La galena en colpa es más rara, pero se presenta algunas veces, y es un huesped muy bien venido, que se separa como primer producto para la exportación: En la Belen salen grandes colpas de galena pura; la gran fragilidad de la galena da lugar á que este mineral, aún en la mina, fácilmente se rompe, y de ahí resulta que los llampos sobre todo son siempre muy plomizos.

La granza hay que dividirla en dos subdivisiones, la mayor, de 12 milímetros, que fácilmente se puede con grande ventaja someter al pallaqueo, y la menor, de 12 milímetros, que no se puede ya pallaquear con ventaja. La broza, producto medio, ó mezcla de minerales, blenda pura y galena pura pueden separarse muy bien por un pallaqueo, previa clasificación de la granza por un palastro agujereado de 12 milímetros. Esta circunstancia fué uno de los más importantes argumentos que me guiaron al formar el proyecto de concentración de la manera como se realizó. Granza de 12 milímetros á 1 $^1/_2$ milímetros en los metales de la Belen, que representa el tipo de nuestros metales más comunes, darán probablemente siempre la mayor cantidad de productos, si el trabajo se lleva adelante racionalmente y no se comete la barbaridad de romper lo más fino todo el metal desde el principio del proceso, como suelen hacer los chambones del oficio con tanto placer, para evitarse la molestia de ajustar la marcha de las cribas hidráulicas á la clase de mineral. Estas granzas de 12 milímetros á 1 $^1/_4$ milímetros se clasifican según su volumen y cada clase, pasada por un palastro, se sujeta á un proceso de separación, en que se separa cada mineral según el peso absoluto de las partículas iguales ya en volumen.

Diferente tiene que ser el proceso para las arenas y lamas, pues material más fino de un milímetro no es posible ya pasar por palastros, y las telas de alambre no resistirían. En nuestros metales siempre caerán muchas arenas de galena molida y las lamas se compondrán principalmente de masacota molida; pero como para extraer aun la galena y la tetraedrita más fina del metal metódicamente, no se necesita moler todo el metal á un polvo fino, resultará siempre relativamente poca lama. Las arenas y lamas deben ser primeramente surtidos según su peso absoluto (valiéndose para eso en la concentración hidráulica de la velocidad de sumersión de las partículas), y en seguida según el tamaño de las partículas. Hablaremos detenidamente de esto más abajo.

Otro importante argumento para confeccionar el proyecto y que influye en los cálculos, era el grado, ó el coeficiente de resistencia que los diferentes componentes del metal ofrecían á la trituración. Estos coeficientes son para el metal del Paramillo, por centímetro cuadrado, los siguientes:

Galena	45	kilógramos
Siderita	70	»
Masacota	60 á 80	»
Tetraedrita	80	»
Chalcopirita	80	»
Pirita de hierro	90	»
Blenda	100	»
Cuarzo	250	»

Como el cuarzo se halla en cantidades relativamente muy insignificantes en el metal, y las colpas de olivindiabasio se eliminan fácilmente antes de darse el metal á la trituración, se puede decir que el metal es relativamente un metal muy fácil de triturar, pero también esta facilidad origina el peligro de que pueden ocurrir enormes pérdidas en los procesos de concentración, pues el moler desde el principio todo el metal á un grano fino es muy errado; sobre todo es preciso producir la galena, para evitar pérdidas enormes, en granza tan gruesa cuanto sea posible.

Con estas premisas conocidas, se eligió el sistema actual de preparación. Examiné detenidamente si el sistema de preparación neumática, hablo del proceso conocido bajo el nombre *Krom's systematic crushing and pneumatic screening and concentration of ores,* es decir, el sistema Krom, nos convenía, pues viendo que el agua nos faltaba completamente al sol, excepto en el pequeño manantial del Agua de la Zorra, este sistema se recomendaba mucho á primera vista. Sin duda que el método Krom nos hubiera ahorrado las disposiciones que hemos tenido que tomar para depositar el agua y la cañería de distribución, piletas de agua y de clarificación en el laberinto, la bomba centrífuga y todo el servicio de *retour d'eau.* Pero por otro lado el aparato Krom exige instalaciones caras de exhautores para aspirar el polvo del mineral, que en metales frágiles como los nuestros hubiérase producido en muy grandes cantidades, con perjuicios elevados de productos, y sobre todo los aparatos neumáticos del Krom exigen una atencion constante del personal encargado de vigilar y atender á los reguladores. Después de haber puesto en acción el establecimiento de concentración hidráulica, he tenido ocasión de convencerme de cuán difícil es conseguir la atención y el interés necesario de parte de los empleados para el ajustamiento de la marcha de las máquinas, y me felicité de no haber hecho uso del aparato Krom. Donde existe abundancia de obreros inteligentes el proceso Krom puede dar brillantes resultados; pero en los desiertos de la Cordillera será muy difícil. Hemos hecho venir un empleado esperto del Harz, en Alemania, para dirigir la concentración, y el buen hombre, acostumbrado á los aparatos diferentes del *Clausthaler*

Aufbereitung, no llegará nunca á comprender la marcha de nuestras máquinas modernas! Ya hemos pedido otro, francés, que debe llegar pronto.

Me resolví pues á construir un establecimiento de concentración hidráulica en el Paramillo. La principal cuestión del agua la ví resuelta, cuando en el Pique Gobernador hemos alcanzado tan considerables cantidades de este elemento, y de agua inmejorable, sin contenido de ácidos libres. Había al principio trabajado y ejecutado hasta en los detalles un plano de un establecimiento de concentración en que debían prepararse los metales de todas las minas del mineral. Este establecimiento debía construirse en el lugar de la antigua fundición de Canto y Villanueva, y por una cañería de fierro iba á llevar el agua del Agua de la Zorra á aquel punto. La cantidad de agua que brota en este manantial la he medido en varias ocasiones; en tiempo de seca puede contarse con solamente 5 á 6 litros por minuto como mínimo, pero en año de fuerte nevada el agua aumenta al triple; para el minimum resulta, que en 24 horas se puede retener en piletas de alimentación, con toda seguridad, 7000 litros. Con esta cantidad, haciendo uso de los aparatos modernos más económicos, aprovechando el fuerte desnivel del terreno para conseguir una presion conveniente del agua, clarificando el agua de los relaves en piletas, y aplicando un sistema apropiado de *retour d'eau,* es posible, y muy posible, concentrar 20 toneladas diarias de un metal de relave tan pesado, gracias á la Siderita, como el nuestro, que con 350 litros por tonelada debía poderse concentrar perfectamente bien; para diez horas de trabajo diario podríase pues consumir en el establecimiento dos toneladas por hora de metal en tiempo de mayor sequía; y aún temporariamente se podría en los años de regular caida de nieve elaborar el doble. Las circunstancias contrarias á la explotación con el agua del Agua de la Zorra son, que esta es salobre y contiene aproximadamente dos gramos de residuo por litro, y además una fuerte proporción de cloruros, que carcomerían el fierro de las máquinas. Además, los trasportes del metal desde las minas hasta el establecimiento importaban un gasto serio y que merecía tenerse en cuenta, si bien la distancia no era grande y el camino de cuesta abajo. Después que habíamos alcanzado tanta agua en las minas, y agua que resultó ser de constante avenida, de tal modo que nos vimos obligados á abrir grandes tazas como receptáculos al lado de los piques, para recogerla durante el tiempo en que el tiro de la saca por el pique no permite que funcione la bomba, cambié de proyecto y preferí desistir completamente de un solo establecimiento general, construyendo en su reemplazo más bien al lado

de cada pique un establecimiento, en el que en diez horas de trabajo se pudiera elaborar una cantidad no menor de 15 toneladas, y que fácilmente pudiera ampliarse y preparar 20 toneladas. De este modo resultó la construcción del primer establecimienlo de concentración de la mina Gobernador, cuyo plano general agrego. Este establecimiento está en función y produce mineral para la exportación y eductos para la lixiviación, como fué proyectado, conforme á lo disposición siguiente:

Modelo para el proceso de concentración de metales de la mina Gobernador.

I. LA ELABORACIÓN DE LA GRANZA, ó sea del material de 60 milímetros á 12 milímetros de volumen.

1. *El metal sale de la mina;* pasa al proceso del scheidage ó respaldeo en la cancha y por una rejilla de 60 milímetros, A.

A. LA REJILLA DE 60 MILÍMETROS EN LA CANCHA; recibe la granza nº 1, y da:

2. *Colpa de 60 milímetros arriba;* se tira al desmonte si es broza, y se rompe por combos á mano si contiene metal.
3. *Metal en granza de 60 milímetros abajo;* pasa al concasor B.

B. EL CONCASOR Ó TRITURADOR DE BÁSCULA, recibe la granza nº 3, y da:

4. *Metal (en granza) triturado;* pasa á la rejilla ó palastro de percusión, C.

C. EL PALASTRO DE PERCUSIÓN DE 12 MILÍMETROS, recibe la granza nº 4, y da:

5. *Granza de 12 milímetros arriba;* pasa á la mesa de pallaqueo, D.
6. *Granza de 12 milímetros abajo;* pasa á los cilíndros trituradores, E.

D. LA MESA DEL PALLAQUEO, recibe la granza nº 5 y nº 13, y da:

7. *Broza en granza de 12 milímetros;* pasa al desmonte.
8. *Granza mezclada de 12 milímetros;* pasa á los cilindros trituradores, E.
9. *Galena pura en granza de 12 milímetros;* producto para la exportación.
10. *Blenda pura ó con chalcopirita en granza de 12 milímetros;* producto para la lixiviación.
11. *Tetraedrita pura;* producto para la exportación ó la lixiviación.

E. LOS CILÍNDROS TRITURADORES, reciben las granzas nºs 6, 8 y 14, y dan:

12. *Granza triturada;* pasa por medio del elevador grande al tambor, F.

F. EL PRIMER TAMBOR DE CLASIFICACIÓN, recibe la granza nº 12, y da:

13. *Granza mayor de 12 milímetros;* vuelve á la mesa de pallaqueo, D.
14. *Granza de 12 hasta 2 milímetros;* vuelve á los cilindros trituradores, E.
15. *Granza de 2 milímetros abajo;* pasa al segundo tambor, G.

G. EL SEGUNDO TAMBOR DE CLASIFICACIÓN, recibe la granza nº 15, y da:

16. *Granza de 2 á 1,4 milímetros;* pasa á la primera máquina de criba, H.

17. *Granza de 1,4 á 1 milímetro;* pasa á la segunda máquina de criba, I.
18. *Arena menor de 1 milímetro;* pasa á la elaboración de arena, al tambor de garantía, L.

H. LA PRIMERA MÁQUINA DE CRIBA, recibe la granza nº 16 de 2 milímetros, y da :

19. *Galena en granza de 2 milímetros;* producto para la exportación.
20. *Tetraedrita y pirita de hierro; con más ó menos galena ó blenda;* producto de exportación ó de lixiviación, ó pasa al molino, K.
21. *Blenda y chalcopirita, con más ó menos siderita;* producto para la lixiviación, ó pasa al molino K para la molienda gruesa de arenas.
22. *Broza en granza de 2 milímetros;* pasa al desmonte.

J. LA SEGUNDA MÁQUINA DE CRIBA, recibe la granza nº 17 de 1,4 milímetros, y da :

23. *Galena en granza de 1,4 milímetros;* producto para la exportación.
24. *Tetraedrita y pirita en granza de 1,4 milímetros, con galena;* producto para la exportación ó lixiviación, ó las arenas, K.
25. *Blenda y chalcopirita en granza de 1,4 milímetros, con siderita;* producto para la lixiviación, ó pasa al molino K para la molienda gruesa de arenas.
26. *Broza en granza de 1,4 milímetros;* pasa al desmonte.

II. LA ELABORACIÓN DE LA ARENA, ó sea del material de 1 milímetro á $^1/_4$ milímetro.

K. EL MOLINO HÉBERLÉ, recibe las granzas nºs 20 y 24, ó 21 y 25 por separados; se ajusta á molienda gruesa para que resulten arenas, y da :

27. *Arena;* que va al tambor de garantía L.

L. EL TAMBOR DE GARANTÍA DE 1 MILÍMETRO, recibe las arenas nºs 18 y 27, y da :

28. *Arena más gruesa de 1 milímetro;* vuelve por el elevador chico al molino K.
29. *Arena de grano menor de 1 milímetro;* pasa al clasificador M.

M. EL CLASIFICADOR CON PRESIÓN DE AGUA DE ABAJO, recibe la arena nº 29, y da :

30. *Arena gruesa,* nº 1........		pasan á la máquina de criba N.
31. » » 2........		
32. » » 3........		
33. *Arena media* nº 4........		
34. » » 5........		
35. *Arena fina* nº 6........		
36. » » 7........		

37. *Lama fina;* pasa al Spitzkasten R.

N. LA TERCERA MÁQUINA DE CRIBA, recibe las arenas nºs 30, 31, 32, 33, 34, 35 y 36, y da :

38. *Galena en arena de 7 grados de fineza;* producto para la exportación.
39. *Tetraedrita y pirita con más ó menos galena ó blenda;* producto para la exportación ó lixiviación, ó para la molienda fina de lamas en el molino K_1.
40. *Blenda con chalcopirita, con más ó menos siderita;* producto para la lixiviación ó la molienda fina K_1.
41. *Arena pobre, ó turbios de arena,* pasa á la criba O.

O. LA CUARTA MÁQUINA DE CRIBA, recibe los turbios nº 41, y da :

42. *Educto galenoso y tetraedrítico arenoso;* pasa á la mesa de percusión Q.
43. *Educto blendoso arenoso;* pasa á la mesa de percusión Q.
44. *Turbios de arena;* pasan á la maritata P, ó mesa de lienzos.

P. LA MARITATA, Ó MESA DE LIENZOS *(Planheerd),* recibe los turbios nº 44, y da :

45. *Galena tetraedrítica arenosa;* producto de exportación.
46. *Arena galenosa, tetraedrítica, blendosa;* pasa á la molienda fina K_1.
47. *Túrbios de arena;* pasan al laberinto de clarificación.

Q. LA MESA DE PERCUSIÓN, recibe los eductos nº 42 y 43, y da :

48. *Galena tetraedrítica arenosa;* producto para la exportación.
49. *Arena galenosa blendosa;* pasa á la molienda fina K_1.
50. *Turbios arenosos;* pasa al laberinto de clarificación.

III. LA ELABORACIÓN DE LAS LAMAS, ó sea del material menor de $^1/_4$ milímetro.

K_1. EL MOLINO DE HÉBERLÉ, recibe las arenas nºs 39, 40, 46 y 49, se ajusta p molienda fina para que resulten lamas, y da :

51. *Lamas de grano de $^1/_4$ milímetro abajo;* pasan por el tambor de garantía y el clasificador y van con las del nº 37 al Spitzkasten R.

R. EL SPITZKASTEN, recibe los turbios nºs 37 y 51, y da :

52. *Turbios de lama pesada...* } pasan al Linkenbach.
53. » » *medios...* } pasan al Linkenbach.
54. » » *livianos.* } pasan al Linkenbach.
55. *Turbios,* que pasan al laberinto.

S. LA MESA DE LINKENBACH, recibe los turbios y lamas nºs 52, 53, 54, y da :

56. *Galena en forma de lama;* producto para la exportación.
57. *Metal mezclado galenoso, tetraedrítico blendoso;* pasa á la mesa de percusión Q_1.
58. *Educto blendoso;* producto para la lixiviación, ó mesa de percusión Q_1.
50. *Turbios pobres;* pasan al laberinto de clarificación.

Q_1. LA MESA DE PERCUSIÓN, AJUSTADA PARA LAMAS, recibe las lamas nºs 57 y 58, y da :

60. *Galena tetraedrítica,* muy fina; producto para la exportación.
61. *Blenda;* muy fina, producto para la lixiviación.
62. *Turbios;* pasan al laberinto de clarificación.

Se proyectó construir el establecimiento al lado del pique Gobernador aprovechando el desnivel del terreno de tal manera que resultaron las diferencias siguientes :

Desagüe del tubo forzador de la bomba á....................	2.76	metros sobre	el brocal del pique	
Piso de la pileta de presión.....	1.48	»	debajo	»
» del salón de triturados......	6.32	»		»
Eje del primer tambor de clasificación.......................	2.32	»		»
Piso del salón de maritatas.....	10.32	»		»
Medio del grande tubo de presión sobre el techo del salón de maritatas.................	2.58	»		»
Centro de la bomba centrífuga..	9.73	»		»

Hondura del pozo de bomba centrífuga........................	11.73 metros debajo del brocal del pique.
Máxima altura del agua en la caldera de vapor.............	4.38 » »

Estas diferencias de nivel facilitan altamente el proceso, permiten trabajar, en tiempo de abundante agua, sin el *retour d'eau*, pues por los tubos que arrancan de la pileta de presión se puede distribuir el agua por todos los pisos del establecimiento y por todos los aparatos. Dejé el establecimiento sin concluir el puente provisto con rieles Decauville, que debe poner en comunicación el piso segundo del salón de trituradores directamente con la cancha de desmonte del pique. Una vez establecida esta comunicación el metal en granza de 60 milímetros abajo (nº 3 del modelo), se pasará en cancha por una rejilla de 30 milímetros; los llampos entonces irán por sobre dicho puente directamente al primer tambor de clasificación F, ahorrándose de este modo que sean elevados por el elevador grande entre los cilindros y este tambor.

En mi primer proyecto para la construcción de este establecimiento, había tenido la intención de utilizar la fuerza del viento por medio de cuatro ruedas del sistema Halladay; en cada una de las cuatro esquinas de la casa de trituradores debía estar colocada una rueda, y las cuatro harían girar dos ejes de trasmisión. Deseché este proyecto por temor á los remolinos que con tanta frecuencia y furia se suelen formar en aquel lugar, boca de una quebrada abierta hácia el oeste y noroeste, que es la dirección de los fuertes vientos y huracanes. Pero tengo trabajado un proyecto de establecimiento para la mina Vallejos, adonde aconsejaría á los señores directores hacer uso de la fuerza del viento.

El establecimiento de concentración de la mina Gobernador está arreglado para utilizar la fuerza del vapor. La caldera fué de antemano calculada para proveer no solamente la cantidad de vapor suficiente para la máquina, sino también el vapor necesario para calentar las soluciones y legías de la lixiviación que se debía instalar inmediatamente al lado del edificio de la caldera. El establecimiento se proyectó y construyó con las miras de aumentar más tarde los aparatos, á fin de aumentar la producción, por eso se ha montado un motor que por el momento era demasiado poderoso. Para trabajar las 15 toneladas de metal, ó sea 1.5 tonelada por hora, y hacer funcionar la bomba centrífuga durante todo este tiempo, se calcularon como necesarias 28 caballos de fuerza. Resultó después que el metal trituraba muy fácilmente, aún más de lo que para la capacidad de los cilindros y el molino Héberlé había calculado. Además, el metal sale de la mina en su ma-

yor parte, en llampos. Tal como está el establecimiento hoy en dia pues puede aumentarse los tambores de clasificación con dos más de palastro, de tamaño entre 12 milímetros y 2 milímetros, y aumentar las máquinas de criba con cuatro más, lo que permite un aumento de grande cantidad de llampos, que hay que echar por el puente antes mencionado, y desde el segundo piso del salón de trituradores al primer tambor, para que el elevador grande no absorba más fuerza motriz de la que hoy hace. De ahi resulta la grande importancia en concluir aquel puente, y llevar los llampos por este puente á la clasificación, sin bajarlos al triturador, etc.

La *caldera* es del sistema llamado de doble hervideros (*bouilleurs*) y de 45 metros cuadrados de superficie de calefacción y 6 atmósferas de presión. Esta caldera, con los *bouilleurs*, pesa 6643 kilógramos y vino al Paramillo en once pedazos, que hemos juntado por remaches en la mina misma.

La *máquina de vapor* es de un cilindro horizontal, armazón de bayoneta, y es una verdadera obra maestra por su marcha suave y uniforme, provista con un sistema de regulador Rider, que permite un ajustamiento de verdadera presión matemática de la cantidad de vapor, como en las mejores máquinas de regulación por válvulas. De regulador sirve el de coseno, del sistema Schaeffer y Budemberg, de acción indirecta.

Los elementos principales de dicha máquina son los siguientes :

Diámetro del émbolo......................	300	milímetros
Juego »	600	»
Efecto con 5 $^1/_2$ atmósferas y $^4/_5$ expansión	36	caballos de fuerza
» » $^1/_2$ »	48	»
(La presión es la admisión de vapor en el cilindro)		
Diámetro del volante, que sirve de polea para la correa de trasmisión.............	2500	milímetros
Peso del volante (en dos mitades, unidas por bolondos y pestillos).................	2180	kilógramos
Peso aproximado de la máquina entera.....	5700	»
Número de vueltas del volante por minuto.	100	

Como todas las máquinas del establecimiento, este motor es construido por la fábrica Humboldt de Kalk, cerca de Cologne, y su precio es de 4720 marcos, y el de la caldera de 5250 marcos, á bordo en Amberes.

Del volante de la máquina á vapor el movimiento se trasmite por una correa de 240 milímetros × 12 milímetros al eje de trasmisión del salón de trituradores sin cambio de velocidad, así que este eje gira lo mismo como el del motor con 100 vueltas por minuto. Del eje de trasmisión del salón de trituradores se trasmite el movimiento por correa de 150 × 10 milímetros al eje de trasmisión del

salón de maritatas, por poleas de 1200 × 160 milímetros y 800 × 160 milímetros, de tal modo que el segundo eje mencionado hace 150 vueltas por minuto. Los ejes de trasmisión están asegurados sobre los fierros I que forman el esqueleto del edificio. Las poleas son de fierro batido. El eje primero es de tres diferentes pedazos, de 90 milímetros, 70 milímetros y 60 de diámetro, unidos por carrillos; el segundo eje es de 60 milimetros de diàmetro en todo su largo.

El *concasor* ó *triturador de báscula* (B) es de un sistema especial; el excéntrico del eje obra directamente sobre un sistema de básculas de rodilla y á cada vuelta entera del eje corresponde un juego de la mandíbula. Por medio de dos cuñas movibles por tornillos se puede ajustar la abertura de la boca inferior, y por medio de un bolondo con resorte, el tamaño del juego, así que se puede producir á voluntad granza de diferentes tamaños, lo que es de tan grande importancia como ya quedó explicado más arriba. Los datos de interés para apreciar el trabajo de esta máquina son los siguientes:

Dimensiones de la boca superior......	320 milímetros × 169 milímetros
» polea.............	550 » × 105 »
» » del eje de trasmisión	1100 » × 220 »
Vueltas que da el eje del excéntrico por minuto........................	200
Fuerza en caballos para material duro.	5 caballos de fuerza
Producción aproximativa por hora, ancho de la boca inferior de 25 milímetros..............................	2250 kilógramos
Producción aproximativa por hora, ancho de la boca inferior de 50 milímetros............................	4500 »
Peso de la máquina completa, más ó menos..............................	2950 »
Espacio que ocupa....................	1900 × 1450 milímetros

La producción que puede dar este aparato es, pues, superior á lo que se exige por ahora del establecimiento, con la intención de ensanchar el establecimiento más tarde. El precio de esta máquina es de 1325 marcos.

Los *cilindros trituradores* están destinados á romper á menor volumen la granza de 20 á 50 centímetros cúbicos que viene del concasor. Recibe el movimiento por una correa del eje de trasmisión directamente. Por dos resortes de hélice muy fuertes, provistos de bolondos, se puede regular el tamaño á que se quiera triturar el metal con ellos. La máquina está provista de un *feed-hopper*, ó regulador de la cantidad de metal que cae á cada vuelta de los ejes

entre los cilindros. Los elementos para apreciar esta máquina son los siguientes:

Diámetro de los cilindros................	550 milímetros
Ancho »	260 »
Vueltas por minuto......................	40 »
Producción por hora aproximadamente...	3000 kilógramos
Fuerza en caballos necesaria para la marcha..................................	6 caballos de fuerza
Dimensiones de la polea sobre el eje de trasmisión............................	880 × 400 milímetros
Dimensiones de la polea de la máquina..	2200 × 200 »
Peso de los sunchos de acero, el par.....	500 kilógramos
Peso de toda la máquina más ó menos....	4530 »
Espacio que ocupa.......................	2500 × 2600 milímetros
El precio de la máquina es de...........	3900 marcos

Los sunchos son asegurados por cuñas, de modo que los gastados pueden fácilmente ser quitados y puestos otros nuevos.

Los *tambores de clasificación* son de palastro de cobre sobre armazón de fierro. Su largo sin el cono de admisión es de 1950, y los diámetros de 750 y 975 milímetros; dan 25 vueltas por minuto, y exigen 0.5 caballo de fuerza cada uno para girar. Con 40 litros de agua que se echa contra los palastros por tubos regaderos, puede bien clasificar 3000 kilógramos de granza por hora cada uno. El primer tambor tiene palastros de 2 milímetros y de 12 milímetros por ahora, y el segundo de 1.4 y de 1 milímetro. Para aumentar la producción habría, como ya se ha dicho, que aumentar el número de tambores y de máquinas de criba. Cada tambor cuesta 312 marcos.

Las *máquinas de criba* para la granza son de tres compartimentos, y trabajan con camada de pedacitos de fierro batido. Cada criba tiene una superficie de 800 × 400 milímetros. Para metales livianos, ó sea para metales con ninguna ó muy poca siderita, estas máquinas pueden producir 30 kilógramos por hora y por decímetro cuadrado, con un gasto de 75 litros de agua por minuto; pero siendo el metal muy pesado, siendo la broza enteramente de siderita, ó casi enteramente, la máquina exige 105 litros de agua y no produce más que 15 kilógramos por decímetro cuadrado. La fuerza que exige este aparato varía según el tamaño que se dé al juego del pistón, y como este, para metal pesado, por ejemplo la ganga, hay que aumentarlo, se comprende que cuanto más siderita contenga el metal tanto más fuerza absorberá la máquina para su marcha. Los límites de la fuerza necesaria varían entre un tercio y un caballo por cada criba. Preciso es, pues, tener disponible para cada una de las máquinas, para separar granzas, 3 caballos de fuerza, trabajando cada máquina de lleno, es decir, que sobre la camada

de fierro de 50 milímetros más ó menos de grueso se halle una capa de 40 á 100 milímetros de metal. Cada máquina hace 200 juegos de émbolo por minuto y el juego es variable entre 8 y 16 milímetros. La marcha del aparato y la clase de los productos dependen de tres factores, y hay que ajustar estos según se presentan los productos: primero, del juego del émbolo; segundo, de la cantidad de agua que entra por la llave correspondiente al compartimento de cada criba, y tercero, del espesor de la camada de fierro de cada criba.

El ajustamiento exige atención y religiosidad por parte del empleado, pero es sumamente sencillo. Puesto en marcha el aparato se ajusta el juego del émbolo, según las muestras de los productos, sobre todo de la galena, aumentando el juego por medio del regulador Fairbairn hasta que la galena sale pura; cuanto más grande es el juego del émbolo tanto menor puede ser la cantidad del agua en general, pero es preciso ajustar según los productos de los tres compartimentos. Después de algunas pocas horas de ejercicio y experiencia, un hombre medio intelijente habrá comprendido lo necesario para poder ajustar la máquina de tal modo que salen los productos á medida del deseo. La galena, en el primer compartimento, tiene que salir pura, y eso es muy fácil conseguir. Del segundo compartimento saldrá tetraedrita y pirita con más ó menos galena adherida, ó algo blendosa. Un contenido de plomo de más de 10 °/₀ hace este producto difícil para la lixiviación. No pudiéndose ya obtener producto más puro en este compartimento, y no permitiendo la ley de metales su exportación directamente, previa calcinación, y como su ley de plomo no permite que pase á la lixiviación, todo lo cual el ojo del práctico, después de algún tiempo, sabe apreciar á simple vista, este producto debe pasar á la molienda para arena. Siempre será más ventajoso producir en el segundo compartimento una mezcla, aunque sea con poca galena, para pasar á la lixiviación. Los metales con abundante tetraedrita salpicada entre galena, serán siempre con mayor ventaja elaborados por galenas en el primer compartimento, sobre una camada de fierro delgada, mínimo de juego del émbolo y poca agua. El límite para poder llevar adelante este propósito será el punto de conservar la galena libre de siderita ó de un mayor contenido de blenda, y mucho influye para este objeto la altura de la camada de fierro en los compartimentos segundo y tercero y también la altura á que se fija la chapa reguladora en la boca de despedida de la broza. Las cribas se siguen con una diferencia de nivel de 50 milímetros, y esto permite amplio juego en los espesores diferentes de las camadas de fierro (que son de los pedacitos cilíndricos que una máquina de pun-

zonar las chapas arroja en la fabricación de palastros) para poder ajustar la marcha de la máquina con grande precisión. Este ajustamiento fino fué el motivo por qué en el proyecto me he decidido por este sistema de los *Gries* ó *Feinkorn-Setzmaschine*. En nuestros metales la galena, la tetraedrita y la blenda forman mezclas en granzas de tamaños muy variables y en masa de poca resistencia á la fuerza trituradora. Sin embargo, después de haber experimentado respecto del modo cómo el metal pasa por los aparatos, creo poder pronosticar un buen éxito para los metales de galena gruesa, clasificando el metal en granzas de cuatro tamaños entre 12 y 2 milímetros, y montando cuatro máquinas de criba del sistema llamado *Graupen Setzmaschine*. Las dos máquinas con que separamos la granza ahora pueden usarse también para la separación de arenas cambiando las cribas por otras más finas y lo mismo el tamaño de los fierros que forman las camadas. Las máquinas de cribas en el salón de maritatas, la tercera y cuarta, son exactamente de la misma construcción de las otras, pero la cuarta es de dos compartimentos no más y la tercera tiene cribas de 600 × 400 milímetros que separan las arenas expedidas de los siete compartimentos del clasificador. La cuarta gasta de 50 á 70 litros de agua por minuto. El peso de las máquinas número 1 á 3 es de 2990 kilógramos, y de 2160 kilógramos la cuarta. El precio de la primera y segunda máquina es de 2900 marcos, las otras dos cuestan 2500 marcos.

Para moler los productos mezclados de las máquinas de criba (H é I) hemos montado un *molino de platillos verticales*, del sistema *Héberlé* (K). La elección de este aparato resultó de las consideraciones que había que tomar respecto de la cantidad de agua de que podíamos disponer; hubiera montado una pequeña batería de pisones si esta hubiera podido explotarse con la poca agua que teníamos disponible. No he querído usar los cilindros trituradores para triturar los metales en los cuales el mineral útil está muy finamente salpicado en medio de la ganga, porque este proceso gasta los sunchos de un modo muy desigual, y no podemos en el Paramillo tornear estos sunchos para que siempre sean de superficie exactamente plana, pues no siendo así, el aparato deja de moler aquel metal con el grado de fineza que se requiere. El *Dingeys pulverizer* nos hubiera convenido, en cuanto á la clase de nuestros metales, pero requiere 60 °/₀ más de fuerza y casi 500 °/₀ más de agua que el Héberlé. El molino de Schranz, el más económico en fuerza y superior para la molienda de arenas, no muele satisfactoriamente á la fineza de lamas, así que mi elección recayó en el molino de Héberlé con un par de platillos, ambos de igual diámetro. El platillo por cuyo cen-

tro entra agua y metal, el recibidor (*Tellerscheibe*), no recibe el movimiento de la trasmisión general, si no es arrastrado por el otro platillo, el volandero (*Laufer*), que da 250 vueltas por minuto. El aparato permite una regulación del grado de fineza á que se quiere moler de dos modos : primeramente por la distancia entre ambos platillos, que se puede ajustar por medio de elásticos y un tornillo ajustador que permite alejar ó acercar el volandero del recibidor, según se desea. Además el platillo recibidor está montado sobre una silla, que permite alterar su posición en sentido lateral, de tal modo que se puede colocarlo en posición más ó menos excéntrica en relación al platillo volandero, y como el uno de los platillos, armado de un disco moledor, lleva una canaleta en forma de espiral arquimédica á la izquierda, y el otro sobre igual disco una espiral igual á la derecha, se comprende que la posición más ó menos excéntrica, disminuyendo el plano moledor permite una precisión de ajuste muy completa según el grado de fineza mayor ó menor con que se quiere moler. (Véase J. Habermann, *Héberlé Patent Mühlen in Pzribram*. Wien, 1880). Ambos platillos están cubiertos por un capote de lata delgada. El metal y el agua entran por el eje del platillo recibidor. Los discos moledores pueden ser reemplazados cuando estuviesen gastados. El consumo de agua es cuando más de 20 litros por minuto, y la fuerza motriz que necesita 5 caballos de fuerza, para moler la granza de 1 $^1/_2$ milimetros á una lama muy fina, moliendo 1500 kilógramos por hora. Este molino reduce el metal á un polvo casi impalpable cuando está ajustado al último grado de fineza, y responde efectivamente á todo lo que de tal aparato se puede pedir. Mi intención fué usar este molino para moler el metal de oro (cuarzo en guías pequeñas en toba andesítica) de la sierra Aspera, previa trituración gruesa, á 2 ó 4 milimetros, en los cilindros, y amalgamarlo en seguida. Debía dar muy buen resultado según creo, pues difícil será moler metal más fino de lo que hace este aparato.

La *mesa de pallaqueo* es de mamposteria con una canaleta en medio, cubierta con un palastro de 12 milímetros. El pallaqueo se hace por muchachos; cada uno puede con facilidad separar 150 kilógramos de granza por hora en las cinco clases indicadas en el modelo. Lo principal en este trabajo es la separación de la broza y de la galena pura. Para cada clase de granza hay un cajoncito sobre la mesa.

El *palastro de percusión* (C), de 12 milímetros, recibe su movimiento desde el regulador de los cilindros trituradores.

De la mayor importancia, para la concentración de metales tan frágiles y tan finamente salpicados en la ganga como son muchos

de los de las vetas del Paramillo, y sobre todo con ganga tan pesada como la siderita, es la elaboración de las arenas y las lamas. Lo importante era separar primeramente las arenas de la lama más fina, y clasificar ambas según el peso absoluto de las partículas, según la mayor ó menor facilidad con que se sumergen, para después elaborar cada volumen aparte en máquinas de criba ó sobre maritatas (*Herde*). Las velocidades de sumersión son directamente proporcionales à los pesos específicos para particulas de igual forma y volumen. Los diámetros de particulas esféricas, por ejemplo, de cuerpos de peso específico diferente, y de igual velocidad de sumersión, tienen que ser pues de la proporciòn inversa de estos pesos ó densidades, sustrayendo una unidad de cada peso. La densidad del cuarzo (nuestra ganga más liviana) es de 2.65, y la de la galena (nuestro metal más pesado) es de 7.5. para que una particula esférica de cuarzo tenga la misma velocidad de sumersión como una partícula de galena, su diàmetro debe ser al diámetro de la segunda como:

$$\frac{7.5 - 1}{2.65 - 1} = 3.94$$

El diámetro de la partícula de cuarzo debe ser pues 3.94 veces la de la galena.

Los volúmenes de las particulas de cuarzo tienen que ser pues à los de la galena como:

$$\frac{(7.7 - 1)^3}{(2.65 - 1)^3} = 61.14$$

Para que ambos cuerpos se sumerjan con iguales velocidades, las partículas del cuarzo tienen pues que ser en volumen 64.14 veces los de la galena.

Suponiendo que el diámetro y el volumen relativo del cuarzo, como componente más liviano de nuestros metales, fuesen ambos igual á 100, entonces tenemos que los diámetros y volúmenes de los demás componentes, para que tengan iguales velocidades de sumersión serán los siguientes:

	Diàmetros	Volúmenes
Cuarzo	100	100
Masacota	97.09	91.41
Siderita	61.12	22 82
Blenda	54.11	15.83
Chalcopirita	51.57	13.71
Pirita	42.30	7.52
Tetraedrita	41.77	7.29
Galena	25.39	1.63

En una corriente de agua simple la clasificación no pudiera hacerse con la certeza deseable, y por eso he elegido el *clasificador* de hondura variada de menor á mayor, y de anchura correspondiente para conseguir la disminución de la velocidad de la corriente, con introducción de siete chorros de agua clara, bajo una presión que aumenta proporcionalmente á las distancias, siendo cada chorro introducido al fondo del aparato por un tubo provisto con llave para poder regular la cantidad de agua introducida. A cada chorro corresponde una pirámide inversa (Spitzkasten) ó embudo con orificio especial, el último en forma de tubo sifón, que admite una regulación de la cantidad de turbios que salen por medio de bitoques. Para que la corriente horizontal no deje de llevarse sin interrupción la lama más fina, las divisiones de los Spitzkasten no suben más que apenas hasta la mitad del aparato, y encima, en la mitad superior, está dispuesto una canaleta de madera con fondo abierto en forma de una hendidura angosta de 10 milímetros. Los chorros de agua bajo presión, suben pues entre los costados del aparato y de la canaleta, entre tanto que la corriente horizontal con la lama pasa por el medio de las dos tablas que forman los costados de la canaleta, sin que la lama tenga tiempo de precipitarse.

La arena se sumerje con mayor velocidad, llega por la hendidura á la mitad baja del aparato, y por la fuerza de los chorros de agua que entran en el fondo de cada Spitzkasten, es arrastrada y empujada hacia arriba en el espacio entre los costados del aparato y de la canaleta, precipitando en seguida, según la velocidad de sumersión que corresponde á cada partícula. El aparato es de 4200 milímetros de largo, y de 800 y 1200 milímetros de hondura. Las presiones bajo las cuales llegan los chorros ascendentes son de 2600 y 3000 milímetros. La arena que se precipita en el primer embudo es de 1 milímetro de diámetro más ó menos; la última ó sétima de $^1/_2$ á $^1/_4$ milímetro. Estas arenas, separadas en siete clases, pues, van á las máquinas de criba número 3 y número 4. El ancho del aparato es de 758 y 1200 milímetros y puede recibir 200 litros de turbios por minuto, y la cantidad de agua clara que exige cada chorro es de 30 á 50 litros, según la cantidad y el peso de las arenas que traen los turbios. La regulación de la cantidad de agua clara de los chorros es de la mayor importancia, y exige una continua atención por parte del empleado que corre con el establecimiento. Debe regularse esta cantidad según salen las arenas por los bitoques, y según como sale la lama del aparato; las primeras deben salir en forma de chorreras espesas, pues la demasiada cantidad de agua que saliese de los sifones entorpecería seriamente la

marcha de las máquinas de criba números 3 y 4, y la lama debe salir franca y libremente por la boca del aparato á la canaleta por la cual corre al Spitzkasten. En general se suele fácilmente dar demasiada agua clara al aparato, y abrir demasiado las bocas de los sifones.

Para los lectores que deseen conocer otros pormenores más detallados, les recomiendo las obras de que me he servido para mi instrucción, que son:

Die Entwicklung der mechanischen Aufbreitung in den letzten hundert Jahrent von F. Althans. Berlin, 1878.

A. Habets. *Préparation mécanique.*

Dressing tin and copper ores in Cornwall, by Henderson. *Proceedings of the institution of Civil Engineers*, volumen XVII.

M. F. Gaetzschmann. *De Aufbreitung.* Leipzig, 1872.

Guido Kustel. *A treatise on Concentration of all kinds of ores,* etc. San Francisco, 1868.

F. Riehn. *Engineering,* volumen XXI, 1876.

El trabajo en el clasificador es muy necesario que no sufra anormalidades, como que de él depende en gran escala, la función de las dos *máquinas de criba* números 3 y 4. Estas máquinas son del mismo tipo de las máquinas del salón de trituradores, y del sistema de Feinkorn-Setzmaschinen, con camada de fierro y reguladores Fairbairn (Kurbelschleife) que imprimen al émbolo doble velocidad al bajar, de la que tiene al subir, y permite una muy fina regulación del juego del émbolo, que debe ser tanto más pequeño en general, cuanto más fino es el grano de la arena á elaborarse. Los productos de estas máquinas son y serán siempre de los más valiosos del establecimiento, porque las galenas aserradas de grano fino é incluidas en guias finas en la siderita, caen en forma de arena de más ó menos $^1/_2$ milímetro á 1 milímetro, y en estos aparatos se separan de la ganga. Al confeccionar el proyecto del establecimiento no estaba yo seguro si el trabajo del Stoszheerd (mesa de percusión) ó de las máquinas de cribas de trabajo automático daría mejor resultado, pero ahora estoy decididamente inclinado á favor de las máquinas de criba, y el establecimiento podrá producir la triple cantidad con el aumento de tales máquinas como ya lo he mencionado más arriba. La eficacia de tales máquinas depende de la atención del encargado de ajustar la marcha de ellas.

La broza que sale de la cuarta máquina debía ser enteramente libre de partículas de mineral de ley, pero será muy difícil que el encargado cumpla siempre como debe con su deber de arreglar la marcha de las máquinas. Para estos casos, y aun más con el fin de

poder darse cuenta el empleado de la marcha de las máquinas, he hecho colocar la *maritata de lienzos* (Planheerd) P, del antiguo sistema allí, para recoger las últimas partículas del metal sobre el lienzo que el encargado tiene que enjuagar ó lavar en un depósito aparte, trabajo que no tendrá que hacer si presta suficiente atención á la marcha y ajuste de las máquinas. Aumentándose el número de máquinas de criba, esta maritata será muy ventajosamente reemplazada por un Frue-vaner automático.

La *mesa de percusión* (Stoszheerd) es construida enteramente de fierro. La mesa es de 950 × 3750 milímetros de superficie. El tamaño del juego es variable y puede regularse por medio de una rosca hasta 60 milímetros. El número de golpes que da por minuto es de 75. La inclinación que hay que dar á la mesa, según el material que se quiere elaborar, se ajusta por medio de cadenas y engranajes. Para arena gruesa hay que dar de 50 á 65 milímetros de inclinación; para la de grano medio 35 á 50 y para la fina bastan de 25 á 35 milímetros. El material se mezcla con el agua en un tambor especial; para las arenas gruesas necesita 100 litros de agua clara por minuto y 25 litros para un material muy fino. El tambor da 30 vueltas por minuto. Todo el aparato exige 0.2 caballo de fuerza para funcionar. Un volante de 200 kilógramos hace el movimiento más uniforme. Incluso el tiempo de sacar á pala el metal de la mesa, puede elaborarse 1150 kilógramos de arena gruesa, 850 kilógramos de la media y 550 kilógramos de la más fina, sobre este aparato. Muy satisfechos hemos quedado con el trabajo de este aparato que es del modelo Salzburg. Pero las máquinas de criba tienen la gran ventaja del proceso continuo y automático y elaboran mucho más material. Verdad es que la mesa tiene la ventaja de no exigir la clasificación tan escrupulosa de las arenas en el clasificador como reclama el uso de la máquina de cribas, pero esta ventaja no es suficiente motivo para asegurarle una aplicación preferente á la de la máquina de cribas. Sin embargo, la mesa siempre será muy útil para repasar los eductos mencionados en el modelo, y para concentrar los productos mezclados que resultan en la concentración sobre la mesa de Likenbach, siempre será de indispensable necesidad. El precio de la mesa es de 2450 marcos y su peso, esto es el de la mesa móvil sola, es de 805 kilógramos. En el clima del Paramillo no he querido montar la mesa de madera.

Los turbios que salen del clasificador M cargados de lama van al *Spitzkasten* R para ser clasificados allí según las velocidades de sumersión de sus partículas en una corriente simple, horizontal. El Spitzkasten tiene 7200 milímetros de largo, 2550 de ancho arri-

ba, 2300 de hondo y está construido en tres divisiones para tres clases de lamas. Calculo que pueden clasificarse 1000 litros de turbios por minuto. Las divisiones que determinan los tres compartimentos del aparato dejan un espacio libre en la parte alta de 375 milímetros de hondura. El largo de cada compartimento es de 3400 milímetros. Los orificios en las puntas del fondo de los compartimentos están provistos de tubos de 25 milímetros, con llaves que permiten regular la cantidad de turbios que salen de cada compartimento á la mesa de Linkenbach, y permiten de este modo regular la cantidad de lama en la corriente, ó sea la proporción de consistencia, ó de contenido de materia mineral y de agua en cada chorro. Tal como los turbios llegan al aparato, su consistencia es demasiado grande para que toda la siderita sea llevada por la boca del aparato, y por esto hay que aumentar la corriente en el momento de entrar los turbiones en el aparato, lo que se hace aumentando el agua, ya sea echando agua clara viniendo directamente del caño maestro de las piletas de presión del pique, ya sea utilizando para este fin el agua que sale de las máquinas de criba en el salón de trituradores; las últimas pasan por una pequeña pileta de clarificación y una tela de $^1/_2$ milímetro y caen en seguida sobre la plancha distribuidora con tres lengüetas de Spitzkasten. Por la llave del caño maestro que permite echar agua clara á la mencionada pequeña pileta de clarificación puede todavía aumentarse el agua según necesidad. El objeto de la clarificación en el Spitzkasten es clasificar los turbios y llevar lo más posible la ganga; en seguida volver á condensar un tanto los turbios que van para la separación subsiguiente á la mesa de Linkenbach. Los turbios que salen de la boca del Spitzkasten van á una pequeña pileta de clarificación dentro del edificio, de cuya pileta se sacan los ensayos para darse cuenta de la marcha de los aparatos, y en seguida salen al laberinto, donde se clasifican, para correr el agua en seguida á la bomba centrífuga (T del plano) que la alza otra vez al gran tubo de presión (U del plano).

La *mesa de Linkenbach* (S) reemplaza la antigua maritata á escoba (Kehrheerd, *steady table*) y el más moderno *roundbuddle*. Esta maritata consta de una mesa de 8 metros de diámetro construida de mampostería, con la superficie formando un cono con inclinación de 1:12. Esta superficie de Portland debe ser perfectamente pulida por medio de planchuelas de acero. Los turbios que vienen del Spitzkasten caen al cono distribuidor, que gira con el eje del centro, que recibe su movimiento por medio de correa y hélice del segundo eje de trasmisión, y da una vuelta en 4 minutos. El cono distribuidor permite á los turbios salir á la mesa por una

hendidura que ocupa $^1/_4$ de su circunferencia. El eje forma un tubo que está en comunicación con el tubo de presión (U), y lleva 4 brazos, también tubos, que llevan boquillas para dar salida al agua bajo presión, y esta agua se lleva los diferentes productos depositados sobre la mesa según su peso específico. La posición y el orificio de las boquillas es ajustable á las necesidades del caso. El aparato separa cuatro productos en canaletas concéntricas, y de estas canaletas el agua los lleva por tubos á las piletas en las cuales son depositados. El lector que desee conocer detalles sobre este importante aparato los hallará en la obra de C. Linkenbach, *Die Aufbreitung der Erze*, Berlin 1887.

El gran diámetro y la poca inclinación de la mesa corresponden al grado de fineza del grano de las lamas que deben ser separadas sobre ella. Pueden elaborarse hasta 120 litros de turbios de 10 % de contenido de lama por minuto sobre esta mesa, con 150 litros de agua clara bajo la presión de 5840 milímetros, de los cuales 100 litros más ó menos se ocupan para la separación de la ganga y 50 litros para llevarse los productos á las canaletas concéntricas y las piletas. La fuerza para hacer girar el eje con los brazos, el cono distribuidor, etc., es de 0.1 caballo de fuerza.

El establecimiento se halla situado sobre la pendiente de una loma y la sala de maritatas está 4 metros más baja que el piso del salón de trituradores. Las dos piletas de clasificación tienen 20 metros de largo y la disposición del *retour d'eau* se puede apreciar en el plano, lo mismo que el camino que toma el agua para llegar á la bomba centrífuga.

La *bomba centrífuga* es del sistema de las de cápsula espiral. La rueda es de cuatro aletas. Los pormenores son los siguientes:

Diámetro de la rueda....................	315	milímetros
Cantidad de agua que alza por minuto....	1500 á 1800	metros cúbicos
Diámetro de los tubos aspirador y forzador	125	milímetros
Altura de aspiración......................	600	»
Id. de impulsión......................	7150	»
Número de vueltas por minuto...........	1000	
Fuerza necesaria.........................	6	caballos de fuerza
Peso del aparato completo...............	365	kilógramos
Precio, incluso los tubos.................	800	marcos

Ya he dicho que puede trabajarse, sin levantar el agua otra vez, con el agua que viene de la cañeria maestra de las piletas de presión del pique. Del tubo de presión (U) que está colocado sobre el techo del salón de maritatas, á 7.74 metros sobre el piso de este salón, podemos repartir el agua á todas partes. Por los mismos tubos podemos echar también el agua caliente de la caldera con el fin de derretir el hielo que en las mañanas llena completamente

todos los aparatos, canaletas y piletas. Del plano resaltan los pormenores de la disposición de la cañería y de los tubos.

Para los trasportes hemos colocado en el salón de trituradores rieles Decauville y dos placas giratorias. La granza triturada de los cilindros se eleva al primer tambor por un *elevador* en forma de un *pater noster*, de dos cadenas de vaucanson, de eslabones de 160 milímetros de ancho y de largo, con 54 baldecitos, que con tal que contengan 70 % de su volúmen de material y que 40 baldecitos se vacíen por minuto, levanta 4000 litros por hora. La velocidad con que anda es de 80 eslabones ó sean 28.08 metros por minuto. La fuerza que exige este elevador es de importancia, y tanto más, cuando falta agua en el pozo del cual alza el material. Para disminuir cuanto es posible la fuerza motriz y la cantidad que hay que levantar por este elevador, he propuesto que se haga el puente entre el segundo piso de la casa de maritatas y la cancha del pique, para traer los llampos directamente á este piso y echarlos de alli al primer tambor. También seria muy conveniente colocar en el segundo piso un pequeño concasor de boca de 160 × 80 milímetros que con 0.2 caballo de fuerza trituraría granza de 25 milímetros. Entonces se traerían todos los llampos de 30 milímetros abajo directamente á este concasor y de este al primer tambor. El piso es muy seguro para esto, pues todo el esqueleto de la casa es de fierro, con la intención de utilizar, tanto el segundo piso del salón de trituradores como el de las maritatas. Del salón de maritatas el material y los productos se levantan por otro pequeño elevador, X, de eslabones de 125 × 125 milímetros, el primero cae directamente en el embudo con regulador del molino Héberlé, pero si son productos, se arregla el aparato para que caigan en un wagon de la linea Decauville y vayan al depósito de metales, ó al calcinador. El precio del elevador grande es de 950 marcos y el del pequeño de 600 marcos.

Hoy, para elaborar 15 toneladas de metal, se ocupa el personal siguiente:

Un empleado que gana 70 pesos oro al mes, ó sean por dia..	7.00	$ m/n
Un maquinista	3.00	»
Dos hombres en la cancha	3.00	»
Tres muchachos en el pallaqueo	2.40	»
Un encargado en el salon de triturados	2.00	»
Un encargado en el salón de maritatas	2.00	»
Tres wagoneros	4.00	»
A estos salarios hay que agregar los gastos siguientes:		
Por 20 cargas de leña á 0.60	12.00	»
Gastos menores, aceite etc	5.00	»
	40.40	$ m/n

Podemos, como máximo, anotar los gastos de concentración, por cada tonelada de metal, en 3 pesos moneda nacional. Aumentando como dejo explicado los aparatos, lo que se haría con un muy pequeño capital, á saber con el puente, concasor, tambores y máquinas de criba, que montados y listos para funcionar originarían un desembolso de unos 5000 pesos moneda nacional, pueden elaborarse en 10 horas de trabajo de los metales de la veta Rosario, Rosarito y Belen perfectamente de 30 toneladas metal para arriba, con muy poco aumento de gastos. Agua hay y habrá siempre suficiente. Las dificultades por la leña, con los dueños del campo, pudieran hacer surgir más sérios impedimentos; pero desde el principio hemos contado con el combustible de la sociedad de Petróleo de Cacheuta, para el dia que se libre á la explotación el Ferro-Carril Trasatlántico á Uspallata. El establecimiento de la mina Gobernador puede servir de modelo para los otros que más tarde se levantarán en las demás minas del Paramillo. No hay ni un solo aparato en cuya elección se hubiese cometido error, ó cuyo montaje fuese equivocado. El sistema de construir para cada mina al lado del pique maestro correspondiente un establecimiento de concentración especial en lugar de montar un establecimiento único para todas las minas también resulta de provecho. Permite este sistema aprovechar el agua de las minas, que es mucho mejor que el agua del Agua de la Zorra, y evita completamente los trasportes largos y costosos. De todo lo anotado resulta que el establecimiento exige un empleado inteligente y que preste incansable atención á la marcha de los aparatos ; de lo contrario saldrán impuros los productos, y se sufrirá grandes pérdidas.

XI. — LA CALCINACIÓN

Con el objeto de calcinar los metales frios que deben después pasar á la lixiviación hemos construido un calcinador giratorio del sistema Brukner, pero sin diafragma, para evitar que los metales sean pulverizados más de lo necesario. En este mismo calcinador pueden calcinarse los productos plomizos de la concentración con un contenido mayor de tetraedrita, chalcopirita, blenda, etc., para volatilizar una parte de azufre, antimonio y zinc. El cilindro de fierro gira sobre cuatro ruedas, y está forrado con ladrillos refractarios Glemboig; el canal tiene 3.50 metros de largo, 1.60 metros de diámetro, 1 metro de ancho y 1.50 de alto, que culebrea sobre el faldeo del cerro hacia arriba á la chimenea, en cuyo canal se deposita el metal arrastrado por la corriente de aire; lleva el horno

una puerta en bastidores para regular la entrada de aire, y está provisto de una pequeña caldera de vapor, para poder aplicar este último en la calcinación clorinante de que trataremos más abajo.

Para la mayor parte de nuestros productos de concentración la calcinación será de provecho antes de exportarlos, aunque no fuera sinó para secar el metal tan completamente como sea posible. Galena enteramente pura noconviene calcinar por su puesto, porque Pb S con 86,60 % de plomo dá, como se sabe, Pb O+Pb SO_4+Pb S con 78.12 % de plomo. Pero esta galena tan absolutamente pura no habrá siempre en todas las vetas para exportarla, y la mezcla de galena con blenda, tetraedrita, pirita y chalcopirita, no solamente se reduce en peso por la calcinación, sinó que obtiene mejor precio en la fundición, que paga los metales según una tarifa, no proporcional, pero progresiva. La tetraedrita acompañada de galena calcina á una temperatura muy baja, aun antes del color rojo, evaporando mucho ácido sulfuroso y antimónico, quedando una composición de sales antimónicas, óxidos libres y sulfatos de un peso muy reducido. Los metales blendosos conviene siempre calcinarlos antes de la exportación; nuestros metales calcinan muy fácilmente, y con una muy pequeña cantidad de leña. Inmediatamente después de cargar el horno caliente, sube la temperatura rápidamente y es preciso entonces apurar las vueltas que se da al horno, porque fácilmente principia una fundición y escorificación parcial que da lugar á que se formen colpas grandes y crudas en el medio. El horno permite bien una carga de 25 quintales de metal cálido y 40 de frios chancados. Metal de la San Pedro con 0.48 % de plata, muy mezclado, se redució en un ensayo de calcinación al 73 % de su peso, y la ley subió á 0.61 %. Las fundiciones de Freiberg pagarían por el contenido de plata en una tonelada métrica de metal crudo 534.73 marcos, y por una tonelada del metal calcinado 707.50 marcos. Antes de embolsarse el metal para la exportación debe siempre hacerse el ensayo de la calcinación, antes de despachar el metal crudo. Algunos puntos por ciento de disminución en el peso del metal que se consiguiese, son de grande importancia, y muy escasos son en el Paramillo metales finos pallaqueados, que no se reducen en peso un 18 % en la calcinación.

XII. — LA LIXIVIACIÓN

Como ya queda dicho más arriba, hace poco que en el Paramillo los metales de 40 marcos, ó sean de una ley de plata de 0.32 %, hallan compradores, pero todo el mineral pobre quedó tirado en los des-

montes. Muchísimo de este último ya quedará explotable hoy en dia, por la concentración, pero aun así quedan muchos metales por ahora que, aunque de baja ley, merecen ser beneficiados; ya he mencionado más arriba cuáles son estos metales. Para utilizar también estos, me he puesto á estudiar y ensayar el nuevo proceso de la lixiviación, y he llegado á resultados tan satisfactorios, que me permitiré dar aquí algunos apuntes más detallados, porque el asunto tiene interés para muchos minerales de plata en la República y para el Paramillo; la realización de este proceso en mayor escala, que yo no he podido concluir de introducir, es cuestión de la más grande consecuencia é importancia. Cuando estuve enfermo y tuve que abandonar un empleo de dependiente, ya por demás ingrato y humillante, se suspendieron por órden del directorio de la sociedad las obras de construcción, que para llevar adelante el proceso de la lixiviación había yo ordenado se hiciesen, faltando ya muy poco para concluirlas, y se volvió á la explotación de las esquimas bituminosas.

El geólogo de la sociedad el Sr. Dr. F. P. Moreno, una de las primeras ilustraciones del país, entusiasmado como está por la idea de descubrir el carbon de piedra, se equivoca: en el Paramillo seguramente no se hallará carbon, pero se tirará mucho dinero inútilmente, lo que en mi categoría de accionista que tambien soy, no me duele tanto, como por ver mis programas y planes de producción frustrados. Sin el derroche de enormes sumas de capital parece imposible llevar adelante una gran empresa, porque el móvil que las impulsa es el de la explotación y de la humillación del elemento trabajador, y este móvil forma la base de la educación de la clase opulenta en la época presente.

La extracción de la plata de los metales por el método de transformarla primeramente en cloruro, y en seguida extraerla por hiposulfitos fué propuesta por Percy en 1849. Patera introdujo este proceso en la metalurgía práctica, estableciendo este método en Joachmsttal (véase *Dinglers Journal*, volumen 115, 281, y *Berg u. Hut. Ztg*, 1860, 487 y 1861, 242). Kiss introdujo la extracción de plata y oro en los establecimientos metalúrgicos de Nagibania por medio del hiposulfito de cal y precipitación de ambos por el sulfuro de calcio (véase *Tunners Leoben*, Jahrb. 1865, 199). Pero el proceso tomó vuelo después de los ensayos hechos por Kustel en los *Pacific works Reduction*, de San Francisco (California) (véase *Kustel, Gold and Silver*, 1870, página 108), y por Th. Egleston en las *Bertrand smeeting works* (véase Th. Egleston, *Extraction of Gold and Silver*, 1884); (*Berg u. Hut. Ztg.*, 1884, 38). Pero verdadera importancia y aplicación general obtuvo este

método por los descubrimientos de Russell, de la precipitación del plomo por el carbonato de sosa, y la lixiviación por la extra-solución de hiposulfito de sosa y cobre (véase *Transactions of the American Institute of Mining Engineers*, volumen 13, 1885, página 47; *Berg u. Hut. Ztg.* 43, número 47). Ultimamente fué C. A. Stetefeldt el que ha hecho detallados estudios sobre este proceso y promovió su introducción en un gran número de establecimientos metalúrgicos de Méjico y de los Estados Unidos (véase *The lixiviation of Silver, ores with hiposulfite solutions* by C. A. Stetefeldt, 1888). El método de Russell fué por primera vez puesto en práctica en Setiembre de 1884 en Silver Reef Utah, y en Bullonville, Nevada, pero con mal éxito, por causas ajenas al proceso mismo. En Febrero, 1886, Russell construyó el *Ontario Mill, Utah*, y E. Daggett introdujo el proceso en Casihniriachic, Chihuahua, con cuyos ensayos el proceso se conquistó de tal manera la aprobación de los metalurgos, que desde entonces fué casi generalmente adoptado en los estados de la costa del Pacífico; célebres son los trabajos de *Yedra Mill, Sinaloa Sombrerete Mill, Zacatecas*, en Parral, etc. De Chile no he podido obtener otros datos que los verbales, que me dió el Sr. Gutierrez, de los ensayos hechos en Copiapó, que fracasaron, pero parece que allí no se trató del método de Russell, sino del proceso Kiss Egleston, con aplicación de hiposulfito de cal.

Las dificultades del antiguo método, aplicado á la práctica en grande escala como lo introdujeron Patera, Kiss, Kustel y Hopman, eran de varias formas. En primer lugar la calcinación cloriante tenia que llevarse adelante con extrema perfección, en metales que contienen calcita, este metal se trasforma durante la calcinación en cal cáustica, y esta no solamente reduce el cloruro de plata inmediatamente á plata piña, sino que disminuye la solubilidad de la mayor parte de los compuestos de plata en soluciones hiposulfíticas. En segundo lugar, todos los metales que contienen además de plata y oro, plomo y cobre, estos últimos por gran parte, disuelven y precipitan junto con aquellos. Sabido es que tal combinación plomiza-cobriza ofrece grandes inconvenientes al proceso metalúrgico subsiguiente, entretanto que ninguna dificultad causa la combinación de uno solo de estos compañeros de los metales preciosos. En fin, en tercer lugar, hay que tomar en cuenta, que las soluciones de hiposulfito de sosa ó de cal, disuelven el cloruro de plata, también el antimoniuro y el arseniuro de plata, la plata antimonial *(diskrasit)* y la plata filamentosa *(arsensilber)*, y que también atacan parcialmente la plata nativa, pero no ejercen influencia alguna sobre la plata sulfúrea (argentita), ni tampoco so-

bre los minerales del grupo de los sub-antimoniuros y sub-arseniuros de plata, como son polibasita, estefanita, miargirita, los rosicleres, y la tetraedrita, y que por eso cada partícula mal calcinada de estos ricos metales se perdia en la lixiviación, lo que no sucedía en la amalgamación con reactivos químicos.

Estas dificultades las ha vencido el proceso Russell. Mr. E. H. Russell descubrió que una solución de la doble sal de hiposulfito de sosa y cobre (llamada en este proceso la extra-solución) ejerce una acción descomponente y solvente muy enérgica sobre el sulfuro de plata, y todos los minerales del grupo de los sulfo-antimoniuros y sulfo-arseniuros de plata, y disuelve plata nativa. Luego, lixiviándose el metal calcinado, primeramente por una solución simple de hiposulfito de sosa, para disolver el cloruro de plata, y en seguida con la extra-solución de hiposulfito de sosa y cobre, se disolverá toda la plata quedada sin alteración en sus combinaciones por la calcinación. Además, dado el caso de que el metal contenga cal cáustica, la reacción perniciosa de esta se paraliza por el tratamiento previo con una cantidad previa de extra-solución. Aun más, se pueden tratar metales platosos sin calcinarlos, en estado crudo, ó tratados por la simple calcinación oxidante solamente.

El segundo muy importante descubrimiento de Russell es el de la posibilidad de poder precipitar el plomo de la solución hiposulfítica por el carbonato de sosa, sin que ni la plata, ni el oro, ni el cobre precipitasen con él. Así se pueden beneficiar perfectamente metales plomizos por este método, pero entonces no se debe usar polisulfuro de calcio para precipitar la plata, porque si la solución regenerada contiene calcio, este en la operación siguiente se precipitaria con el carbonato de plomo en forma de carbonato de cal. Por eso el polisulfuro de sodio es el precipitante que exclusivamente debe ser empleado para estos casos, como naturalmente el uso del hiposulfito de cal también queda del todo excluido del proceso.

El tercer muy importante descubrimiento de Mr. Russell es el de que el poder solvente de una solución de hiposulfito de sosa para plata, es destruido por la presencia de álcalis cáusticos y cal. Neutralizando el carácter de estos cuerpos por ácido sulfúrico queda la practicabilidad del proceso asegurado.

Los reactivos que en el proceso Russell se usan son los siguientes:

El *hiposulfito de sosa* ($Na_2\ S_2\ O_3 + 5$ aq). Esta sal la he hecho venir de la fábrica Rhenania de Aix la Chapelle, en barricas, y así costaron los 50 kilógramos en 1886, puestos en el Paramillo, 10.38 pesos moneda nacional. No sufre alteración por influencias atmosfé-

ricas, ni las soluciones tampoco, que se pueden guardar bien en tinas abiertas. Un litro de agua disuelve de esta sal :

497.5	gramos	á	la temperatura	de	0° C.
694.4	»	»	»		20 »
1041.6	»	»	»		40 »
1923.0	»	»	»		60 »

Es preciso tener en vista que agregando ácidos á la solución precipitan azufre y desarrollan ácido sulfuroso. La sal funde á los 56° C. y á los 100° C. el agua es completamente espelida. Calentando la sal seca á alto calor emite azufre y queda una masa amarilla de sulfato de sosa y sulfuro de sodio. Al usar una nueva solución de esta sal, ó usando la solución regenerada, es preciso conocer su grado de concentración, efectuando un ensayo volumétrico, por el método iodométrico, según la fórmula :

$$2\ Na_2\ S_2\ O_3 + 2\ I = 2\ Na\ I + Na_2\ S_4\ O_6.$$

Se disuelven 5121 gramos de iodo puro con 7.5 gramos de ioduro de potasio en la botella de litro, en más ó menos 100 centígramos. Cuando la solucion se haya concluido de hacer, se llena la botella hasta la raya con agua á $17\frac{1}{2}°$ C. Es preciso guardar esta solucion en la oscuridad.

La solución del almidon la hago deshaciendo 5 gramos más ó menos de almidón con un poco de agua fria ; echo encima medio litro de agua hirviendo, revuelvo y decanto en seguida, luego filtro el resto y guardo la solución en botellas de $^1/_4$ litro agregando un poco de ácido salicílico.

Para ensayar la solución ordinaria, ó sea la solución del hiposulfito de sosa, saco con la pipeta 10 centigramos y los diluyo en 50 centigramos ; agrego 1 centígramo solución de almidón ; me cercioro por papel de tornasol de que no haya reacción cáustica, sinó agrego una gota de ácido muriático diluido y agrego la solución de iodo de una bureta con llave de vidrio ó bureta inglesa. Siendo el peso molecular de $2Na_2\ S_2\ O_4 + 5$ aq $= 2$ (248,80) y el del iodo $=$ 127, tenemos que á cada centígramo de solución de iodo corresponden 0.01 gramo de hiposulfito de sosa.

Al ensayar soluciones de hiposulfito de sosa regenerada, puede que contenga plata, que no influye visiblemente en los resultados del ensayo, ó plomo, entonces hay que precipitar este antes de ensayar con carbonato de sosa y filtrar, ó cobre, que es preciso precipitar antes con sulfuro de sodio y filtrar.

El carbonato de sosa $= Na_2\ CO_3 + 10$ aq. Peso molecular $= 286.00$.

En 1886 la fábrica me mandó el producto del proceso Leblanc, y este contenía tanto sosa cáustica, como sulfuro de sodio. Ahora se compra en el comercio, la soda del procedimiento Solvay, que sale algo más barata, contiene 98.7 °/₀ carbonato de sosa con poco cloruro de sódio y sulfato de sosa que no influyen perniciosamente en la lixiviación.

Aquí debo poner una nota sobre la insoportable confusión que existe sobre el mercado en la manera de graduar la soda. Los alemanes la venden según el procentage de $Na_2\ CO_3$, y eso me parece lo más lógico. Los franceses anotan el procentage de $Na_2\ O$ lo que hacen tambien los ingleses, pero los últimos adoptan arbitrariamente el peso molecular del sodio en 24, en lugar de 23 como es en realidad.

De ahí resulta que el equivalente de $Na_2\ O$ es calculado en 64 y el de $Na_2\ CO_3$ en 108, en lugar de 62 y 106. Soda pura, libre de agua sería graduada en el comercio aleman de 100, en Francia de 58.5 y en Inglaterra de 59.27 °/₀. Así que 1 °/₀ francés, de la escala de Gay-Lussac = 1.013 °/₀ ingleses. La soda cruda vale puesta en la mina 6.95 $ los 50 kilógramos. La solubilidad de la sal pura es la siguiente. En un litro de agua se disuelven:

A los 0° C. de temperatura	....	69.7 gramos $Na_2\ CO_3$
» 10 »	....	120.9 »
» 20 »	....	217.1 »

Para depurar la soda de sosa cáustica y de sulfuro de sodio se disuelve la sal en una solución de 1.5 °/₀ de hiposulfito de sosa y se hierve con un poco de azufre, para transformar primeramente la sosa cáustica en hiposulfito y polisulfuro, y en seguida se agrega una solución de sulfato de cobre (vitriolo azul) para precipitar sulfuro de cobre con el azufre del polisulfuro de sodio. Preparada de este modo la soda, se usará en la lixiviación con la seguridad de precipitar carbonato de plomo sin un contenido de cobre y plata. La soda-ash del Solvay-Process (el método de fabricar la soda de sal común y carbonato de amoníaco), que se está generalizando ahora, no necesita esta purificación. Pudiera reemplazarse la soda del comercío con la soda extraida de la ceniza de jume, que contiene 41.73 °/₀ de carbonato de sosa. En las inmediaciones de la salina de Jalguaraz crece el jume en grandes cantidades. Mi intención era fabricar la soda con la ceniza en el mineral mismo. La ceniza cruda no puede emplearse, porque contiene 12.15 °/₀ fosfato de potasa ($K_3\ PO_4$), que precipitaría fosfato de plata ($Ag_3\ PO_4$) amarillo. Pero el fosfato de potasa de la ceniza se puede separar por medio de yeso, que en forma de yeso terroso se halla en grue-

sos riñones en la arenisca colorada del Cerro Colorado á algunas cuadras de distancia del mineral; pues ($Ca\ SO_4$) precipita $Ca_3\ P_2\ O_8$ ó $Ca\ H\ PO_4$ como polvo blanco. Este fosfato de cal con 45.81 % de $P_2\ O_5$ pensaba yo prensarlo en el filtro de Korting y exportarlo, pues el kilo vale en Paris 7 francos al mayor. Los demás componentes de la ceniza de jume (0.64 % óxido de hierro, 19.38 cloruro de sodio, 9.30 sulfato de cal, 0,94 carbonato de magnesia, 12.15 fosfato de potasa, 7.80 carbonato de potasa, 7.86 silicato de sosa, 41.73 carbonato de sosa) no influirian en el proceso de lixiviación. La precipitación del plomo como carbonato ($Pb\ CO_3$) exige por cada unidad de peso del carbonato 1.072 de soda, valor pues por 50 kilógramos del carbonato, 7.44 $, al precio de 1886. Cada 1 % de plomo precipitado de un metal sujetado al proceso de lixiviación ó sean 10 kilógramos de plomo por tonelada darán 12.90 kilógramos de carbonato, gastándose 13.82 kilógramos de soda Solvay, valor de 1.52 $ moneda nacional. Resulta, pues, que el consumo para metales de alta ley de plomo, en soda, es muy elevado. Un metal de 10 % ya exige 138.2 kilógramos, casi 3 barricas por tonelada. Es este uno de los puntos difíciles para determinar, hasta donde llegan la practibilidad y la rentibilidad de la lixiviación para metales plomizos, que alcanzan muy buen precio en Europa, y porque es preciso cuidar mucho la marcha racional de la concentración. Mucho depende de la cantidad de plomo que se disuelve efectivamente; esta cantidad depende del grado de concentración de la solución hiposulfítica y de la temperatura en que se trabaja.

Otro punto muy importante es el siguiente: el plomo en la solución se halla en la forma siguiente: $2\ Na_2\ S_2\ O_3\ Pb\ S_2\ O_3$ y el proceso de precipitación obedece á la fórmula siguiente:

$$2\ Na_2\ S_2\ O_3\ Pb\ S_2\ O_3 + Na_2\ CO_3 = Pb\ CO_3 + 3\ Na_2\ S_2\ O_3$$

La solución hiposulfítica sufre una concentración, pues regenera. Hemos de tratar de esto más abajo extensamente.

La sosa cáustica $Na\ HO$. Peso molecular = 40.00. El uso de este artículo es indirecto, á saber para preparar el polisulfuro de sodio, con que se precipitan la plata, oro, cobre, etc. Para mis primeros ensayos habia hecho venir el sulfuro de sodio ($Na_2\ S$) de la fábrica, en barriles bien acondicionados. El precio de este artículo subió en el Paramillo á 13.80 $ moneda nacional en 1886. Pero este monosulfuro es de poder precipitante menos fuerte que el polisulfuro, $Na_2\ S_2$. Esta circunstancia, siempre que el uso de $Na_2\ S$ resultase más económico que el de $Na_2\ S_2$ no sería de mayor peso,

si no fuera que al contacto del aire el monosulfuro se descompone segun la fórmula

$$2\,Na_2S + H_2O + 4O = Na_2S_2O_3 + 2\,NaHO$$

ó introduce de este modo sosa cáustica al proceso, que es preciso destruir ó neutralizar. El bisulfuro, aunque más caro, Na_2S_2, también sufre una alteración según

$$Na_2S_2 + 3\,O = Na_2S_2O_3$$

pero el hiposulfito puro que de esta descomposición se forma, no es por supuesto de temer en el proceso. La sosa cáustica junto con cal cáustica es el cuerpo más nocivo en el proceso, y debe ser absolutamente eliminada. Por eso el mejor método de proceder es el de preparar el sulfuro en el establecimiento mismo, hirviendo sosa cáustica del comercio con azufre, aunque resultasen polisulfuros de una serie más elevada como Na_2S_3 Na_2S_4 y Na_2S_5. Volveremos sobre este asunto.

La sosa cáustica se vende en el comercio en tambores ó cilindros de chapa, de peso alrededor de 330 kilógramos de 70 á 75 °/₀ alemanes. El tambor no se abrirá sino en el momento de echar todo su contenido á la caldera de fabricar el sulfuro. Un litro de agua disuelve

A los 15° C. de temperatura.............	600 gramos Na HO
» 100 »	2100 »

La solución saturada de sosa cáustica hierve á los 215.5° C.

En el proceso Solvay se produce este artículo en una forma de alta graduación, muy favorable para nuestro objeto. El comercio, como ya he mencionado, no anota el procentage de Na HO, sinó de Na_2O. La sosa cáustica pura, Na HO, contiene 77.5 °/₀ Na_2O, según las escalas alemana y francesa, pero 70.04 °/₀ según graduación inglesa. No se fabrica este artículo más puro que de 76 °/₀ Na_2O. Las impurezas son carbonato, sulfato y cloruro de sodio y agua.

El azufre forma uno de los reactivos más importantes para preparar el sulfuro de sodio. No es preciso que sea enteramente puro, y se usa en forma de canutillo. Para la economía del proceso es indispensable preparar el azufre por una destilación de la pasta sulfurosa de plata, cobre, etc., precipitada y filtrada. Su precio es, en el Paramillo, de 0.15 pesos moneda nacional el kilógramo.

El *vitriolo azul*, sulfato de cobre, para la preparación de la extrasolución. El articulo sale en el Paramillo á 18.95 pesos moneda nacional los 50 kilógramos.

Para proceder racionalmente al instalar el establecimiento de

lixiviación, es preciso darse duenta del exacto proceso químico y sus reacciones que juegan un rol en él, y ensayar en el laboratorio, luego en una escala pequeña, el modo cómo el metal que se quiere sujetar al proceso, se rinde mejor. Se trata pues esencialmente de un proceso solvente ó de disolución. La temperatura es en todo proceso de solución un factor muy influyente. En mis ensayos en el Paramillo he construido un baño de maría cerrado en que coloqué la tina de lixiviación, para evitar que se helasen las soluciones, pues no había entonces todavía caldera á vapor, y poder conservar la temperatura alrededor de 50 y 55° C., la que se ha probado ser la más adecuada.

Las *reacciones químicas* que hay que tener en vista son las siguientes:

La plata forma con el hiposulfito dos clases de sales dobles :

$2\ Na_2S_2O_3 + Ag_2S_2O_3 + 3$ aq, muy soluble en agua, y
$Na_2S_2O_3 + Ag_2S_2O_3 + 2$ aq, muy menos soluble (Dumas).

Estas soluciones son bastante permanentes, *pero hay que fijarse que agregando algún ácido á la solución hirviendo, ó más caliente de 50 á 55° C. precipita sulfuro de plata.*

Los hiposulfitos argentíferos se distinguen por sus reacciones químicas muy esencialmente de otras sales argentíferas, á saber :

Acido clorhídrico no precipita cloruro de plata.

Sosa cáustica no precipita protóxido de plata.

Carbonato de sosa no precipita carbonato de plata.

Arseniuros y antimoniuros de potasio no precipitan arseniuro y antimoniuro de plata.

Sulfato de hierro no precipita plata metálica.

Cobre y plomo metálico precipitan la plata lo mismo que una solución nítrica, pero la reacción es más lenta.

El *oro* forma una sal soluble de la combinación : $3\ Na_2S_2O_3 + Au_2S_2O_3 + 4$ aq y de los caracteres de la solución argentífera.

El *plomo* forma: $2\ Na_2S_2O_3\,PbS_2O_3$ soluble en un gran exceso de hiposulfito de sosa. Al hervir esta solución con ácidos precipita sulfuro de plomo.

El ácido sulfúrico no precipita sulfato de plomo de la solución hiposulfítica.

La precipitación por el carbonato de sosa es muy completa.

La sosa cáustica precipita hidróxido básico de plomo, fácilmente soluble en un exceso del reactivo (Russell).

Solubilidad de la plata metálica en la solución de hiposulfito de sosa. — El poder disolvente de la solución hiposulfítica no aumenta con el grado de concentración. Una solución de hiposulfito de

sosa de 1 °/₀ disuelve la misma cantidad de plata que una solución de 25 °/₀.

La temperatura en que el poder disolvente es más enérgico es la de 50° C. (Russell).

Solubilidad del oro metálico en la solución de hiposulfito de sosa. — En un litro de solución hiposulfítica, no importa á qué grado de concentración de 1 á 25 °/₀, se disuelven 0.002 gramos de oro. Esta disolución exige 48 horas para efectuarse.

Solubilidad del cobre metálico en la solución de hiposulfito de sosa. — Se efectúa lo mismo que la de la plata; tanto el hidróxido como el carbonato de cobre son solubles en el hiposulfito de sosa, pero la solución hirviendo obra mucho menos enérgicamente que la tibia.

Soliublidad de plomo metálico en la solución del hiposulfito de sosa. — Una solución de hiposulfito de sosa no disuelve el plomo, ni el hidróxido ni el carbonato de plomo tampoco.

Solubilidad del óxido de plata en la solución de hiposulfito de sosa. — La afinidad de la plata para formar con el hiposulfito de sosa dobles sales es tan fuerte que Ag_2O disuelve con energía, y elimina Na HO, según la fórmula:

$$3\,Na_2S_2O_3 + Ag_2O + H_2O = 2\,Na_2S_2O_3Ag_2S_2O + 2\,NaHO$$

El cálculo estequiomètrico daría un coeficiente de solubilidad de 0.3118 de Ag_2O por la unidad de $Na_2S_2O_3 + 5\,aq$, ó sean 0.2904 de plata, pero el coeficiente más favorable derivado de los resultados del experimento no dan más que 0.200 de Ag soluble en la unidad de $Na_2S_2O_3 + 5\,aq$, cuya anomalia se explica por el efecto pernicioso de NaHO (Russell).

Solubilidad del sulfuro de plata (Ag_2S) *en el hiposulfito de sosa.* — Es enteramente insoluble.

Solubilidad del sulfuro de oro (Au_2S_3) *en el hiposulfito de sosa.* — Entre 50 y 60° C. de temperatura se disuelven 0.117 gramos de Au.

Sulfuros alcalinos precipitan Au_2S_3 de esta solución (Russell).

Solubilidad del arseniato de plata (Ag_3AsO_4). — A 50 ó 60° C. de temperatura disuelven 0.200 Ag por unidad de $Na_2S_2O_3 + 5\,aq$.

Un contenido de sosa cáustica en la solución aumenta la solubilidad (Stetefeldt).

Solubilidad del antimoniato de plata ($AgSbO_3$). — El coeficiente es: 0.05 Ag en la solución caliente, por unidad del hiposulfito.

Solubilidad del cloruro de plata en la solución de hiposulfito de sosa. — De 0.400 á 0.485 Ag Cl disuelven en la unidad de

$Na_2 S_2 O_3 + 5$ aq, tanto en el frio como en el calor. Este coeficiente se altera por la presencia de los cuerpos siguientes:

Soluciones con	4.5 °/₀	$Pb SO_4$	disuelven menos	8.6 °/₀	Ag Cl	que el coeficiente
»	» 5.4	»	»	» 11.2	»	»
»	» 5.9	»	»	» 12.6	»	»
»	» 8.6	»	»	» 15.4	»	»
»	» 10.7	»	»	» 23.8	»	»

La presencia pues del plomo disminuye en una progresión creciente la solubilidad de Ag Cl; factor importantísimo para los metales del Paramillo. Metales con más de 10 °/₀ de plomo lixiviarian difícilmente en una proporción favorable todavía.

La presencia de sulfato de cal (yeso) aun saturando la solución con esta sal, no disminuye el poder disolvente del hiposulfito de sosa para el cloruro de plata.

Pero diferente influencia ejerce el sulfato de sosa:

2 °/₀	de $Na_2 SO_4$ en la solución	disminuye en	6 °/₀	la solubilidad de Ag Cl
5 °/₀	»	»	8 °/₀	»

La presencia de carbonatos alcalinos no altera la solubilidad del cloruro de plata.

Pero en máximo grado sucede esto por la presencia aun de mínimas partes de álcalis cáusticos y tierras alcalinas cáusticas: 0.1 °/₀ de Na HO bastan para disminuir la solubilidad de Ag Cl en un 30 °/₀, y 0.5 °/₀ de $Ca H_2 O_2$ la disminuyen en un 24 °/₀.

Es pues de absoluta importancia examinar continuamente las soluciones para evitar estos álcalis y tierras alcalinas cáusticas.

Una solución puede durante el proceso de lixiviación tomar propiedades cáusticas, en los casos siguientes:

1° Tratando metales calcinados con contenido de cal cáustica;

2° Habiendo precipitado la plata por el sulfuro de sodio con contenido de sosa cáustica libre;

3° Cuando se hubiese tratado metales con contenido de plata metálica ú óxido de plata; pues ya hemos visto al tratar de la solubilidad del último cuerpo, cómo se forman 2 Na HO al disolver $Ag_2 O$ en $3 Na_2 S_2 O_3 + 5$ aq.

Se vuelve á restablecer la energía disolvente de una solución cáustica neutralizándola por el ácido sulfúrico, ó por la agregación de un poco de sulfato de cobre.

Solubilidad de los carbonatos de hierro, manganeso, zinc y cal. — Estos son todos insolubles, y precipitarían con el carbonato de plomo, si antes de echar la solución de hiposulfito de sosa sobre el metal, este, en estado de calcinado, no se hubiese tratado suficientemente con agua en la operación que llamaremos el lava-

do. En metales bien calcinados no pueden existir sino rastros de hierro, y los cloruros así como los sulfatos de zinc, cadmio y manganeso se disuelven en el agua del lavado.

Solubilidad de los hidróxidos de plomo y cobre. — El primero es insoluble, pero el segundo lo es. De ahí resulta que calcinando metales galenosos por calcinación oxidante, una parte de plomo, la trasformada en PbO, no entra en cuenta para la lixiviación con el hiposulfito de sosa.

Solubilidad de los óxidos é hidróxidos de cobre, hierro, zinc y manganeso en una solución de hiposulfito de sosa. — Son todos insolubles.

Solubilidad del cloruro de cobre en la solución de hiposulfito de sosa.— Cu_2Cl_2 es muy soluble. Hemos de tratar detalladamente de este cuerpo más adelante.

Solubilidad del sulfato de plomo:

En una solución de	5 %	de hiposulfito de sosa disuelven..	0.080	$PbSO_4$
»	6.6	» ..	0.102	»
»	10	» ..	0.131	»
»	20	» ..	0.194	»
»	25	» ..	1.226	»

sobre una unidad de $Na_2S_2O_3 + 5$ aq.

Al contrario de lo que sucede, pues, con la plata, la solubilidad del sulfato de plomo crece directamente con el grado de concentración de la solución. El uso, pues, de una solución muy diluida disolverá toda la plata pero no todo el plomo.

Solubilidad del antimonio de plomo en la solución del hiposulfito. — Un litro de una solución del 2 % de hiposulfito de sosa, disuelve:

A los 20° C. de temperatura................	0.147 gr. de	$PbSb_2O_6$
75° »	0.306	»

Solubilidad del sulfato de cal en el hiposulfito de sosa:

Una solución de	5 %	de $Na_2S_2O_3 + 5$ aq disuelve	0.198	partes de $CaSO_4 + 2$ aq
»	6.6	»	0.181	»
»	10	»	0.151	»
»	20	»	0.148	»

sobre la unidad de $Na_2S_2O_3 + 5$ aq

Resulta, pues, que la solubilidad disminuye directamente con el grado de concentración de la solución. También disminuye la solubilidad de este cuerpo con la mayor temperatura de la solución lo mismo como sucede con la solución del yeso en agua, pues 400 partes de agua fría disuelven una de yeso, y el mismo efecto tienen 460 partes de agua hirviendo.

Para disolver una parte de $CaSO_4 + 2$ aq, se necesitan:

101	partes de una solución de	5 %	de $Na_2 S_2 O_3 + 5$ aq	
84.8	»	6.6	»	
66.2	»	10	»	
33.8	»	20	»	

Solubilidad de la cal cáustica en la solución del hiposulfito de sosa. — Un litro de una solución de 2 % de $Na_2 S_2 O_3 + 5$ aq, disuelven:

A 22° C. de temperatura	....	1.975 gr. de Ca O
» 75° »	....	1.295 »
» 100° »	....	1.160 »

Lo mismo como sucede con su solubilidad en agua, disminuye la solubilidad de este cuerpo en la solución de hiposulfito de sosa con el aumento de temperatura.

Solubilidad del antimoniato de sosa en hiposulfito de sosa. — Un litro de agua hirviendo disuelve 2.86 gramos de $Na_2 Sb_2 O_6 + 7$ aq y en agua fria menos todavía. Lo mismo sucede en una solución de hiposulfito de sosa.

Conocemos, pues, las reacciones y solubilidades que según Russell existen entre los compuestos de metales crudos ó calcinados y una solución de hiposulfito de sosa.

Estudiaremos ahora los caracteres de las extra-soluciones y sus reacciones sobre aquellos compuestos.

La *extra-solución* es la solucion de la doble sal amarilla que se forma al echar una solución de sulfato de cobre en una solución de hiposulfito de sosa. En soluciones que no estén demasiado diluidas esta doble sal amarilla precipita en el fondo de la vasija, y en solución queda sulfato y tetrationato de sosa ($Na_2 SO_4$ y $Na_2 S_4 O_6$). Stetefeldt demostró que el tetrationato no disuelve la plata y disminuye la fuerza disolvente de la solución de la extra-sal, que es, pues, preciso separarlo por la decantación.

Tratando la doble sal con agua hirviendo, el cuprohiposulfito se descompone en sulfuros. Estas sales son poco solubles en agua, pero bien solubles en el hiposulfito de sosa, y muy permanentes en estas soluciones.

Lenz fué el descubridor de la sal: $2\ Na_2 S_2 O_3\ 3\ Cu_2 S_5 O_3 + 5$ aq, llamada la sal de $^2/_3$ ó sal de Lenz, pero Russell demostró que hay otras combinaciones análogas, á saber:

La sal $^1/_1 = Na_2 S_2 O_3\ Cu_2 S_2 O_3 + 5$ aq.
Y la sal del $^2/_1 = 2\ Na_2 S_2 O_3\ Cu_2 S_2 O_3 + 3$ aq.

La formación de la sal del $^2/_3$ corresponde á la fórmula:

$$11\ Na_2 S_2 O_3 + 6\ Cu\ SO_4 = 2\ Na_2\ S_2 O_3\ 3\ Cu_2 S_2 O_3 + 6\ Na_2\ SO_4 + \\ + 3\ Na_2 S_4 O_6$$

Siendo los pesos moleculares de $Cu SO_4 + 5 aq = 249.50$ y el del $Na_2 S_2 O_3 + 5aq = 248.00$, tenemos que es preciso mezclar 1 parte de vitriolo azul sobre 2.15 partes del hiposulfito para formar la sal $^2/_3$ de Lenz disuelta en 2 veces su equivalente de hiposulfito de sosa. En la práctica, Russell introdujo la solución que él llama: *Standard extra-solution* de 2.25 partes de $Na_2 S_2 O_3 + 5 aq$ con una parte $Cu SO_4 + 5 aq$, que corresponde á la sal de Lenz, ó del $^2/_3 = 2 Na_2 S_2 O_3 \, 3 Cu_2 S_2 O_3 + 5 aq$ con 33.9 % Cu.

Esta sal es de un extraordinario poder disolvente para sulfuro de plata, formándose inmediatamente un doble hiposulfito argentífero que disuelve, y sulfuro de cobre que precipita, según la fórmula:

$$2 Na_2 S_2 O_3 \, 3 Cu_2 S_2 O_3 + 3 Ag_2 S = 2 Na_2 S_2 O_3 \, 3 Ag_2 S_2 O_3 + 3 Cu_2 S$$

También todos los demás minerales de plata son, casi sin excepción, solubles ó á lo menos atacables por la solución de esta sal, aunque sea en estado muy diluido. Los caracteres químicos más importantes de la extra-solución son los siguientes:

La sosa cáustica precipita hidróxido cuproso (Cu HO), que disuelve sin embargo, en un exceso de hiposulfito de sosa. Al aire Cu HO pasa á $Cu (HO)_2$ que es insoluble.

El carbonato de sosa no forma un precipitado en temperatura ordinaria. Pero calentado á más de 30° C. precipita carbonato de cobre $Cu_2 CO_3$ que se disuelve en un exceso de hiposulfito de sosa.

El calor más alto de 85° C. descompone la extra-solución, y al hervir se precipita todo el cobre como $Cu_2 S$. Solución que contenga ácido libre descompone ya con 65° C. de temperatura.

Como el vitriolo azul casi siempre incluye un poco de solución-madre en que cristalizó, la extra-solución generalmente muestra reacción ácida.

Al aire, la extra-solución se descompone gradualmente, y cuando ya no contiene ácido libre, se pone turbia en seguida de preparada, á consecuencia del hidróxido de cobre que se separa. Agregando algunas gotas de ácido sulfúrico desaparece la turbidez, pero la descomposición sigue con todo, aunque muy lentamente, y comienza recien después de trascurrido algún tiempo. De estas reacciones se deduce que la extra-solución debe sér preparada cada vez que se quiera aplicarla; que no debe usarse la extra-solución para metales calcinados que contengan cal cáustica sin haber primeramente neutralizado esta última, y que metales calcinados que contengan cloruro de cobre exigen mucho más hiposulfito de sosa que otros que no lo contienen.

Para preparar la sal de Lenz es preciso mezclar las dos soluciones

en estado tan concentrado como sea posible para conseguir que la doble sal de hiposulfito cobrizo précipite pronto. Esta sal es muy poco soluble en agua, en la proporción de 1 : 352 pero

100	centígramos de una solución de	5 °/₀	hiposulfito de sosa disuelven	12.28	gr.
100	»	7 ½	»	16.46	
100	»	10	»	22.55	

Se necesitan 2 equivalentes de hiposulfito de sosa para disolver un equivalente de la sal: $2\ Na_2\,S_2\,O_3\,3\,Cu_2\,S_2\,O_3 + 5$ aq; hay, pues, que suponer la existencia de la doble sal: $4\ Na_2\,S_2\,O_3\ 3\ Cu_2\,S_2\,O_3 + x$ aq en la solución (Stetefeldt).

La reacción de los diferentes componentes de metales tratados con extra-solución, son los siguientes:

Solubilidad de plata metálica en la extra-solución. — Disuelve con grande energía, sin ser la potencia disolvente dependiente del grado de concentración de la solución. La temperatura más favorable para esta solución es la de 50° C.

Solubilidad del oro metálico en la extra-solucion.— Es la misma que en la solución ordinaria de hiposulfito de sosa.

Solubilidad de plomo metálico en la extra-solución. — El plomo precipita el cobre de la solución, sobre todo cuando hay ácido libre presente. En soluciones con un exceso de hiposulfito de sosa esta reacción es muy débil, y no hallándose ácido libre presente se percibe solamente después de algún tiempo esta reacción.

Solubilidad de sulfuro de plata en la extra-solución. — La solución se hace fácil y rápidamente. El efecto es más fuerte cuando la solución contiene por una parte de cobre más ó menos dos partes de hiposulfito de soda, ó sea cuando la solución representa las proporciones de la *Standard solution.* Pero las soluciones menos concentradas obran con más fuerza que las muy concentradas. La solución con 1 °/₀ de vitriolo disuelve 0.645 gramos de Ag, entretanto que la solución con 5 °/₀ de vitriolo no disuelve más que 0.808 gramos de plata, aunque contenga cinco veces tanto de sales. Preparada la sal $^2/_3$ de Lenz por soluciones concentradas de vitriolo é hiposulfito de sosa, decantado en seguida de la solución de sulfato y tetrationato de sosa, se hicieron tres soluciones, de 5, 7 ½ y 10 °/₀ y se disolvieron 0.137, 0.115 y 0.113 gramos de plata. Según Stetefeldt la solución más fuerte debe ser aquella, que contenga la doble sal: $2\ Na_2\,S_2\,O_3\,Cu_2\,S_2\,O_3$, porque en esta solución se formaría la sal de plata: $2\,Na_2\,S_2\,O_3\ Ag_2\,S_2\,O_3$ que es la más soluble de todas.

Solubilidad de sulfuro de oro en la extra-solución. — La solución es bastante rápida con precipitación de Cu_2S, bajo temperatura moderada. Un litro de una solución con 1 ½ °/₀ vitriolo disuelve de 0.46 gramos de oro hasta 0.482 gramos.

Solubilidad de los arseniatos y antimoniatos de plata en la extra-solución. — Es la misma como en la solución ordinaria.

Mr. Russell ha demostrado la importancia del *lavado* para productos de la calcinación, antes de lixiviarlos por soluciones de hiposulfito de sosa ó con extra-solución. Este lavado puede hacerse con agua fría ó con agua caliente.

El objeto del lavado es el de evitar que las soluciones de la lixiviación no se carguen con sales solubles, y para que el producto de la precipitación salga lo más puro posible. Pues los metales pasados por la calcinación cloriante contienen un gran número de sales solubles en el agua, ó en el agua con contenido de cloruro de sodio.

Muy solubles en el agua son sobre todo el sulfato de sosa y el cloruro de sodio; del último siempre queda una gran parte sin haber sufrido una descomposición en el horno calcinador, aun agregando pirita, que gracias al ácido sulfúrico que forma, favorece altamente la descomposición de $NaCl$, y la introducción de un chorro de vapor en la masa en calcinación. También son muy solubles, y pueden hallarse en el metal calcinado, los sulfatos de manganeso, zinc, cobre, fierro, alúmina y magnesia, y los cloruros de manganeso, zinc, cobre ($CuCl_2$), fierro, calcio, bario y estroncio, aunque el último se hallará muy raras veces en metal, y los dos últimos tanto como el hidrato de barita (BaH_2O_2), que también es fácilmente soluble, en la solución, pasarán inmediatamente á la forma de sulfatos insolubles tanto en agua como en las soluciones de la lixiviación. Fácilmente soluble en el agua es, en fin, el arseniato de sosa.

Mucho menos soluble en agua que los cuerpos que acabamos de mencionar son el cloruro cobrífero, el cloruro de plomo, sulfato de plomo, sulfato de cal, antimoniato de sosa y cal cáustica, pero son solubles en proporciones pequeñas, que debemos tener en vista. El cloruro de plomo no puede entrar en solución como tal en nuestro proceso, pero precipitará inmediatamente como sulfato de plomo.

Como enteramente insolubles en agua para el proceso de que aquí tratamos, debemos considerar: el cloruro de plata, el sulfato de plomo y el antimoniato de plomo.

Más ó menos solubles en una solución concentrada de cloruro de sodio en agua, son: el cloruro de plata, el sulfato de plomo y el antimoniato de plomo.

Un contenido de cloruro de sodio disuelto en agua, aumenta el grado de solubilidad del cloruro cobrífero (Cu_2Cl_2), del sulfato de cal y de la cal cáustica.

Una suficiente cantidad de cal cáustica hace precipitar en una solución en agua en forma de hidróxidos, el hierro, cobre y manganeso.

Resulta de estas notas que el lávado con agua es indispensable para todos los metales calcinados antes de sujetarlos á la lixiviación con hiposulfitos, y que una gran parte de la plata puede, por causa de la solubilidad de $AgCl$ en una solución de $NaCl$ en agua, ser disuelta en esta agua. Este proceso tiene, pues, especiales dificultades y debemos estudiarlo detalladamente.

Solubilidad del sulfato de sosa en el agua del lavado. — Un litro de agua disuelve:

A los 10°	C. de temperatura.........	230.4	gr. $Na_2SO_4 + 10 aq.$
» 20°	»	527.6	»
» 50°	»	468.2	»
» 100°	»	426.5	»

Solubilidad del cloruro de sodio con agua del lavado. — Un litro de agua disuelve:

A los 0°	C. de temperatura................	355.2	gr. $NaCl$
» 14°	»	358.7	»
» 25°	»	361.3	»
» 50°	»	369.8	»
» 100°	»	396.1	»

Solubilidad del cloruro de calcio en el agua del lavado. — Un litro de agua disuelve:

A los 10°	C. de temperatura................	633.5	gr. $CaCl_2$
» 40°	»	1204.8	»
» 100°	»	1550.0	»

Solubilidad de los sulfatos y cloruros de manganeso, zinc, cobre ($CuCl_2$)*, hierro, alúmina, magnesia y arseniato de sosa* ($2 NaAsO_3 + 7 aq$).— Solubles tanto en agua fría como en agua caliente. Omito más detalles porque no tienen mayor importancia para nosotros.

El sulfato de cadmio ($CdSO_4 + 4 H_2O$) y el cloruro ($CdCl_2$) disuelven con facilidad.

De los cuerpos menos solubles en agua que los anteriores necesitamos saber lo siguiente:

Solubilidad del cloruro cobrífero en agua del lavado. — Un litro de agua disuelve:

A los 14°	C. de temperatura...........	0.9	gr. Cu_2Cl_2
» 100°	»	1.35	»

Teniendo el proceso del lavado en vista la separación del cobre y otros metales, cuanto posible fuera, de la solución y precipitación de la plata, vemos pues, de estos datos, que de metales cobrizos es

difícil conseguir eso de un modo completo, y que el lavado habría que hacerlo con agua hirviendo. Si el agua contiene tanta sal común que fuese saturada de cloruro de sodio, entonces la solubilidad de $Cu_2 Cl_2$ aumenta notablemente, á saber:

Un litro de solución saturada de Na Cl en agua disuelve:

A los 40° C. de temperatura.......	80.0 gr.	$Cu_2 Cl_2$
» 90° »	160	»

Un litro de una solución de 15 °/₀ de Na Cl en agua, disuelve:

A los 14° C. de temperatura.......	35 gr.	$Cu_2 Cl_2$
» 84° »	60	»
» 90° »	100	»

Un litro de una solución de 5 °/₀ de NaCl en agua, disuelve:

A los 40° C. de temperatura.......	14.0 gr.	Cu_2Cl_2
» 90° »	26.0	»

(J. Sterry Hunt).

Tanto al enfriarse como al diluirlas con agua, estas soluciones precipitan $Cu_2 Cl_2$.

Solubilidad del cloruro de plomo en el agua del lavado. —Un litro de agua disuelve:

A los 12.5° C. de temperatura.......	7.4 gr.	de $Pb Cl_2$
» 100° »	50.0	»

Estos coeficientes, sufren alguna modificación para soluciones de Na Cl en agua.

Un litro de una solución saturada de Na Cl en agua disuelve:

A los 15° C. de temperatura........	10.8 gr.	$Pb Cl_2$
» 100 »	53.7	»

Solubilidad del sulfato de cal en el agua del lavado. — Un litro de agua disuelve:

A los 0° C. de temperatura......	1.90 gr.	$Ca SO_4 + 2aq$
» 18 »	2.05	»
» 36 »	2.14	»
» 53 »	2.11	»
» 99 »	1.75	»

Según Anthon una solución saturada de Na Cl en agua disuelve á la temperatura ordinaria 8.1 gramos de $Ca SO_4 + 2$ aq; luego por cada 1000 gramos de Na Cl en solución, se disuelven 25 gramos $Ca SO_4 + 2$ aq.

Las aguas de la salina de Koesen con 8.52 °/₀ Na Cl contienen 0.63 °/₀ de $Ca SO_4 + 2$ aq; en el litro 6.3 gramos $Ca SO_4 + 2$ aq; lo que importa 74 gramos por cada 1000 gramos de Na Cl. Pues una

solución diluida de Na Cl, disuelve más sulfato de cal que una solución saturada.

Tenemos que ocuparnos de los cuerpos y combinacioues químicas que se hallan en la masa de metal calcinado con sal común, insolubles en agua, pero solubles en una solución de Na Cl ú otros cloruros en agua.

Solubilidad del cloruro de plata en soluciones de Na Cl en agua. — Según el cuadro de Pelouze y Frémy tenemos que por 1000 gramos de Na Cl en solución se disuelven .

A los	0° C.	de temperatura	solamente	rastros	de Ag Cl
»	10	»	»	1.7 gr.	»
»	18	»	»	2.4	»
»	100	»	»	6.8	»

No sabemos á qué grado de concentración se aplicó la solución.

La solubilidad en este caso es evidentemente una función compleja.

Para soluciones de igual grado de concentración de Na Cl, sube la solubilidad de Ag Cl con la temperatura; sube también para temperaturas iguales é iguales cantidades de Na Cl, con el grado de concentración de la solución de Na Cl.

Según Stetefeldt un litro del agua del lavado, de un metal frio sin cal, en que $^1/_3$ de la sal agregada á la calcinación quedó sin descomponerse y $^2/_3$ fueron trasformados en sulfato de sosa, con 80 gramos Na Cl y 195 gramos Na_2 SO_4 en el litro, disuelve :

A los	20° C.	de temperatura........	0.036 gr.	Ag Cl
»	75	»	0.172	»

Saturada el agua del lavado con yeso, un litro disuelve :

A los	20° C.	de temperatura........	0.039 gr.	Ag Cl
»	75	»	0.166	»

Saturada el agua del lavado con yeso y cal cáustica, un litro disuelve :

A los	20° C.	de temperatura	0.036 gr.	Ag Cl
»	75	»	0.166	»

Los cloruros Ca Cl_2, Mg Cl_2, Ba Cl_2, Fe Cl_2, Mn Cl_2, Zn Cl_2, Cu Cl_2, en solución, facilitan la solubilidad del cloruro de plata en el agua del lavado.

Los resultados que el estudio de estas solubilidades tienen sobre el modo de poner en práctica el lavado, son los siguientes :

1° Las sales del primer grupo Na_2 SO_4; Na Cl; Ca Cl_2; luego los sulfatos y cloruros de manganeso, zinc, cadmio, cobre, hierro, alúmina, magnesia y el arseniato de sosa, son tan fácilmente solubles

tanto en agua fría como en la caliente, que el uso de la última no sería de notable provecho sobre la primera;

2° En cuanto á las sales del segundo grupo, hay que observar: que $Ca\,SO_4 + 2\,aq$ y $Ca\,O$ disuelven mejor en agua fría. $Cu_2\,Cl_2$ disuelve mejor en agua caliente; pero si se trata el metal en seguida con solución ordinaria, la presencia de este cuerpo en el metal no es pernicioso, pues $Cu_2\,Cl_2$ forma con una parte del hiposulfito de sosa extra-solución en la masa de metal. Pues

$$7\ Na_2\,S_2\,O_3 + 3\,Cu_2\,Cl_2 = 4\,Na_2\,S_2\,O_3\,3\,Cu_2\,S_2\,O_3 + 6\,Na\,Cl$$

Al lixiviar pues este metal con la solución ordinaria de hiposulfito de sosa, se formaría una extra-solución de inferior grado de concentración, que obraría favorablemente en la marcha del proceso;

3° El cloruro de plata es mucho menos soluble en la solución fria de Na Cl en agua, que en la caliente. Este es un factor que de por sí sólo hablaría para el uso exclusivo del agua fría para el lavado.

Si en un metal calcinado se hallase un exceso de cal cáustica, entonces el agua del lavado no puede contener en disolución ni cobre, ni fierro, ni manganeso, pero puede contener zinc, cadmio, plomo, alúmina, antimonio y arsenio.

La cal cáustica no impide la solubilidad de Ag Cl en una solución de Na Cl en agua, y el cloruro de calcio facilita la solubilidad. Pero hay que fijarse que el cloruro de calcio no puede existir en solución en el agua del lavado, salvo si existiese en exceso sobre la cantidad de sulfato de sosa, porque

$$Ca\,Cl_2 + Na_2\,SO_4 = 2\ Na\,Cl + Ca\,SO_4$$

$Ca\,SO_4$ disuelve por parte en el agua del lavado, pero es peor solvente para Ag Cl que Na Cl mismo.

La primera agua del lavado que sale de la pileta de lixiviación se enturbia al diluirla, y Ag Cl, $Cu_2\,Cl_2$ y $Pb\,SO_4$ precipitan.

Hemos de tratar más abajo sobre el modo de cómo beneficiar el contenido de cobre y plata en el agua del lavado.

Hasta aquí no hemos estudiado más que la teoria química de las soluciones, de la solución ordinaria ó sea la del hiposulfito de sosa en agua, de la extra-solución ó sea de la solución cupro-hiposulfítica de sosa de $^2/_3$, en hiposulfito de sosa, y de la agua del lavado; tenemos pues ahora que ocuparnos de la teoría del proceso de la *precipitación* de plata, oro, cobre, etc., por el sulfuro de sodio.

Se prepara pues el sulfuro de sodio hirviendo sosa cáustica con azufre, y el proceso obedece á la fórmula

$$6\ NaHO + xS = 2\ Na_2S_x + Na_2S_2O_3 + 3\ H_2O$$

Quiere decir, que por dos equivalentes del sulfuro, sea el monosulfuro ó cualesquier de los polisulfuros, se forma un equivalente de hiposulfito de sosa, que se incorpora en la solución regenerada, que como solución ordinaria de hiposulfito de sosa vuelve al beneficio de otra cantidad de metal. La solución de hiposulfito de sosa aumenta gracias á este equivalente de la sal disolvente en concentración y en volumen. La solución del sulfuro de sosa expuesta al aire también oxida lentamente con formación de hiposulfito, que aumenta también el volumen de la solución ordinaria. El monosulfuro forma también sosa cáustica perniciosa.

M. Russell ha hallado en sus numerosos ensayos, que el coeficiente de precipitación, ó sea la cantidad de plata precipitada por 100 partes de sosa cáustica consumida en la fabricación del sulfuro, ó también por 100 partes de azufre consumido en esta misma fabricación, es muy variable y depende de una serie de circunstancias especiales.

Para formar Na_2S se necesitan 53.3 unidades de azufre sobre 100 de sosa cáustica de 100 °/₀ NaHO, ó 46.4 azufre sobre 100 de sosa cáustica de 87 °/₀ NaHO.

Lo mismo para formar Na_2S_2 se necesitan 80.0 y 69.6 de azufre sobre 100 de sosa cáustica de 100 ó 87 °/₀ respectivamente.

Para formar	Na_2S_3	106.6 gramos........	92.8	de azufre	idem
»	Na_2S_4	133.3 »	116.0	»	»
»	Na_2S_5	160.0 »	139.2	»	»

La experiencia ha demostrado que el menor gasto de azufre combinado con el más grande coeficiente de precipitación se consigue, *omnibus paribus*, por el producto de la cocción de 66 partes de azufre por 200 partes de sosa cáustica del comercio, que generalmente varía al rededor de 87 °/₀ de Na HO, en buena mercadería.

El sulfuro que resulta de esta cocción contiene entonces Na_2S tanto como Na_2S_2, y sus coeficientes de precipitación son de 278 á 348 partes de plata precipitada por 100 partes de azufre consumido; ó sea 183 á 230 partes de la plata precipitada por 100 partes de sosa cáustica consumida.

Estos coeficientes son mucho más altos de los que según la teoría, se pudieran esperar, pues según estos 100 partes de sosa cáustica consumidas en la fabricación del bisulfuro de sosa no precipitarían más que 156.6 partes de plata.

Tenemos que distinguir, pues, entre una precipitación de coeficiente bajo de precipitación de 156.6, y otra precipitación de coeficiente alto de precipitación, que sube hasta 235, según la fórmula de Stetefeldt.

El proceso de precipitación de coeficiente bajo = 156.6, y otra se explica por la fórmula:

$$Ag_2 S_2 O_3 + Na_2 S_2 = Ag_2 S + Na_2 S_2 O_3 + S$$

Aquí no hay pérdida de hiposulfito de sosa alguna; la solución pues no solamente regenera completamente, sino que aumenta por la cantidad de hiposulfito de sosa introducida con el reactivo precipitante, que importa 57.4 partes de hiposulfito sobre cada 100 partes de plata precipitada. El cálculo en el establecimiento del Paramillo daría los números siguientes:

Para precipitar 100 kilógramos de plata, se gastan:

Por 63.85 kilógramos de sosa cáustica á 0.32 $	20.43
» 44.44 » azufre á 0.15 »	6.67
Suma......................	$ 27.10 m/n
Por 57.04 kilógramos de hiposulfito de sosa, ganancia á 0.21 $..........................	12.05
Resultan gastos............	$ 15.05 m/n

La precipitación de coeficiente alto de precipitación = 235, es un proceso complejo. Stetefeldt lo explica según las fórmulas siguientes:

$$2 Ag_2 S_2 O_3 + Na_2 S_2 + H_2 O = 2 Ag_2 S + Na_2 S_2 O_2 + H_2 SO_4 + S$$

El ácido hidrosulfúrico $H_2 SO_4$ *in statu nascendi* descompone $Na_2 S_2$:

$$Na_2 S_2 + H_2 SO_4 = Na_2 SO_4 + H_2 S + S$$

El ácido hidrosulfúrico $H_2 S$ *in statu nascendi* precipita nuevamente plata, pues:

$$Ag_2 S_2 O_3 + H_2 S = Ag_2 S + S O_2 + S + H_2 O$$

El proceso considerado en su totalidad se presentaría pues bajo la fórmula siguiente:

$$3 Ag_2 S_3 O_3 + 2 Na_2 S_2 = 3 Ag_2 S + Na_2 S_2 O_3 + Na_2 S O_4 + SO_2 + 3 S$$

El coeficiente de precipitación calculado para esta fórmula general, es de = 234.9 (ó sea 235) que se aproxima pues en grado notable al coeficiente 230 que Russell halló en sus experimentos.

De esta fórmula resulta, que sobre tres equivalentes de plata

precipitada, se pierden dos equivalentes de hiposulfito de sosa en la precipitación, pero debemos tener en vista que con el sulfuro de sodio se incorpora un equivalente de esta sal, así que la pérdida efectiva queda reducida á 0.382 partes de $Na_2S_2O_3 + 5$ aq por cada unidad de plata precipitada.

El carácter económico del proceso de la precipitación de coeficiente alto lo expresa la adición siguiente:

Por 42.55 kilógramos de sosa cáustica á 0.32 $	13.62
» 29,61 » azufre á 0.15 $.......	4.44
Suma.......................	$ 18.06 m/n
Por 38.20 kilógramos de hiposulfito de sosa, perdido á 0.21...............	8.03
Resultan gastos.............	$ 26.09 m/n

por cada 100 kilógramos de plata precipitada.

Queda pues á favor del proceso de precipitación con coeficiente bajo de precipitación, un saldo de 11.04 pesos moneda nacional.

En ambos procesos se fabrica el reactivo precipitante de 66 partes de azufre sobre 100 de sosa cáustica del comercio, pero el grado del coeficiente de precipitación depende del modo de la fabricación del sulfuro de sodio y del grado de concentración de la solución de este reactivo por una parte; los coeficientes más altos se obtienen solamente por la aplicación de soluciones muy concentradas.

Por otra parte, depende el coeficiente del grado de concentración de la solución hiposulfítica.

La fabricación del sulfuro de sodio debe tener en vista sobre todo la completa transformación de toda la sosa cáustica en sulfuro de sodio y en hiposulfito de sosa. El proceso se hace en el establecimiento del Paramillo en una caldera cilíndrica de 1128 milímetros de diámetro sobre 1.83 metros de hondura, provista de una llave á 15 milímetros encima del fondo, colocada en mamposteria encima de un fogón, arreglado para leña. En el fondo de la caldera hay una capa de plomo derretido de 15 milímetros de grueso. Un tubo de 1 milímetro de diámetro, permite introducir el vapor dentro de la caldera; este tubo desciende hasta 30 milímetros de distancia del fondo. Todo el contenido de un tambor de sosa cáustica que importa más ó menos 330 kilógramos, se echa dentro de la caldera en pedazos, que no pesen más de 3 kilógramos, y unos 80 litros de agua. Se cubre la boca con una tapa de madera y se deja que el vapor entre, calentando además la caldera para acelerar la disolución que durará cerca de 3/4 de hora, y debe hacerse á cerca de los 100° C. de temperatura. El volumen final de la solución debe ser de un litro por cada kilógramo de sosa cáustica disuelta, es decir

si 330 kilógramos pesaba el contenido del tambor, deben haber 330 litros de solución, ó debe la hondura de esta, dentro de la caldera ser de 330 milímetros, quedando unos 1.50 metros del alto de la caldera desocupado. El azufre en pedacitos, pasados por un arnero de 25 milímetros, se echa ahora á la caldera por paladas, gradualmente, y se revuelve la masa, que hierve con gran vehemencia y fuerte suba de temperatura y se hincha, subiendo á algunas veces su volumen. Bueno es que esta reacción se haga con energía, pero se regula la introducción del azufre de modo que la masa no rebose. El azufre se derrite y disuelve completamente en corto tiempo, siempre que se haya procedido exactamente como dejo anotado; pero si el volumen de la solución de la sosa cáustica ha sido más grande, ó la temperatura más baja, habrá que hervir la masa por tres ó cuatro horas con vapor, y hay peligro que ella contenga sosa cáustica.

Esta solución de sulfuro de sodio es tan concentrada, que se cuaja al enfriarse, pero antes que tal punto llegara á alcanzarse, se diluye con solución ordinaria de hiposulfito de sosa y se la guarda en la misma caldera ó en otra igual especial.

Para obtener un precipitante lo más aproximado posible del máximo coeficiente de precipitación = 230, Russell prescribe que el grado de dilución de la solución del sulfuro de sódio no pase del volúmen de tantos litros como kilógramos de sosa cáustica se consumieron, multiplicados con 3.1211 y para preparar un reactivo de coeficiente de la precipitación 156, dilúyese á tantos litros como kilógramos de sosa cáustica se emplearon multiplicados con 10.404. Usando esta última solución no se perderá ningún hiposulfito de sosa. Si el reactivo Na_2S_2 contiene sosa cáustica, el coeficiente de precipitación bajará de 156.

Usando el reactivo de bajo coeficiente de precipitación puede que la solución hiposulfita ordinaria aumente tanto en grado de concentración, ó por contínua dilución al punto de la graduación normal también en volumen, que habría que tirar una cierta cantidad. En este caso naturalmente habría que recurrir á un reactivo precipitante de coeficiente alto.

Por lo contrario, puede suceder que la pérdida de hiposulfito de sosa sea muy grande; eso sucede al trabajar con grandes cantidades de extra-solución. Al tratar de la formación de la sal de Lenz del $^2/_3$ hemos visto cómo de 11 equivalentes de hiposulfito de sosa no vuelven á reaparecer más que 5, que en la precipitación regeneran y vuelven á la masa de solución ordinaria; la pérdida importa pues un equivalente de hiposulfito de sosa por cada uno de plata, ó sea 115 partes de hiposulfito de sosa por 100 de plata precipitada. Natu-

ralmente hay que restituir aquella parte perdida, que por 100 kilógramos de plata precipitada, previa extracción con extra-solución, vale en el Paramillo 24.15 pesos moneda nacional. Esta restitución de la pérdida de hiposulfito de sosa en la solución ordinaria puede hacerse de dos modos, que son:

1° Por una cantidad de $Na_2 S_2 O_3 + 5$ aq sacada de la mercadería comprada y en depósito, que cuesta en el Paramillo 0.21 pesos moneda nacional el kilógramo;

2° Por fabricación de dicha sal en el establecimiento mismo, por la oxidación del sulfuro de sodio al aire. Sabemos que toda solución del reactivo precipitante se oxida al contacto del aire según la fórmula:

$$Na_2 S_2 + 3\,O = Na_2 S_2 O_3$$

La cuestión es de orden económico, y depende de los precios de los reactivos. En el segundo caso el precio se hallaría como sigue:

Para formar 1 kilógramo de $Na_2 S_2 O_3 + 5$ aq de $Na_2 S_2$ hay que consumir: 0.37 kilógramos de sosa cáustica del comercio de 87 % NaHO, y 0.258 kilógramos de azufre. El cálculo pues es el siguiente:

Por	0.37 kilógramos sosa cáustica	á 0.32 $ m/n	....	= 0.1184 $ m/n
»	0.258 » azufre	á 0.15 »	....	= 0.0387 »
	Precio del kilógramo $Na_2 S_2 O_3 + 5$ aq		....	= 0.1571 $ m/n

Al precio como compramos la soda cáustica en la mina, nos conviene pues fabricar el hiposulfito en el establecimiento, porque ahorramos 5.79 pesos moneda nacional sobre los 100 kilógramos de hiposulfito. El proyecto que he tenido en vista tomaba en cuenta este factor, sobre todo como había la probabilidad de obtener tanto la sosa cáustica como el azufre más barato todavía. La pileta para este objeto ya está construida.

Nuestro estudio sobre el reactivo precipitante nos ha demostrado la economía de usar $Na_2 S_2$ de coeficiente bajo precipitante, pues no podíamos usar el monosulfuro $Na_2 S$ por su oxidación el aire á NaHO, sosa cáustica, que de una solución hiposulfítica no precipita ni plata ni cobre, pero sí el plomo. Es absolutamente necesario hacer subir la temperatura bastante más arriba de la temperatura á que derrite el azufre (111.5° C.) al fabricar el sulfuro de sodio, para que se forme $Na_2 S_2$, y no polisulfuros como $Na_2 S_4$ y $Na_2 S_5$ y sosa cáustica, que queda parcialmente en su estado originario. Al echar el azufre á la caldera la temperatura sube muy alta, y llega de 145 á 160° C. Este calor no descompone el hiposulfito de sosa que se forma todavía.

Para precipitar de una solución hiposulfítica el cobre, el coeficiente de precipitación es 0.588 veces el de la plata. Para el coeficiente más alto, pues cien partes de soda cáustica trasformadas en $Na_2 S_2$ precipitarán 138 partes de cobre, y para el coeficiente precipitante bajo : 92. Para el plomo estos mismos números son 220 y 149. Naturalmente, la pérdida ó ganancia de hiposulfito de sosa es proporcional á estos números, y nos interesan para el cobre, que precipita con la plata. El carácter económico de la precipitación de cobre lo representan los cálculos siguientes :

Para precipitar 100 kilógramos de cobre por el precipitante $Na_2 S_2$ de máximo coeficiente de precipitación = 138.2 se consumirían :

72.36 kilógramos de sosa cáustica del comercio	á 0.32 $ m/n.	= 23.15
50.36 » » azufre	» 0.15 »	= 7.55
	Suma........	= 30.70 $ m/n
En este proceso se pierden 65.10 kilógramos de hiposulfito de sosa á 0.21 pesos....................................		13.67
	Resultan gastos........	44.37 $ m/n

Para precipitar 100 kilógramos de cobre por $Na_2 S_2$ con bajo coeficiente de precipitación = 92 se consumirían :

108.7 kilógramos de sosa cáustica del comercio	á 0.32 $ m/n.	= 34.78 $ m/n
75.6 » » azufre	» 0.15 »	= 11.34 »
	Suma........	46.12 $ m/n
97.7 kilógramos de hiposulfito de ganancia á 0.21.........		= 20.52
	Resultan gastos........	25.60 $ m/n

En el último caso, pues, la ganancia sería 18.77 pesos moneda nacional por cada 100 kilógramos de cobre precipitado, sobre el primer caso. En un metal pues de 2 °/₀ de cobre su precipitación por el segundo método de precipitación ahorraría por tonelada de metal lixiviado 3.75 pesos moneda nacional.

Diluyendo la solución de $Na_2 S_2$, no se formará sosa cáustica en el líquido precipitante ; el coeficiente de precipitación no puede pues bajar más del número hallado. Suponiendo que en la solución se hallasen $Na_2 S$ y $Na_2 S_5$, como productos de descomposición de 4 $Na_2 S_2$ según la fórmula: $4\,Na_2 S_2 = 3\,Na_2 S + Na_2 S_5$, entonces podemos derivar los máximos coeficientes de precipitación para plata como sigue :

El efecto para $Na_2 S_5$ puede calcularse según la fórmula :

$$9\,Ag_2 S_2 O_3 + 5\,Na_2 S_5 = 9\,Ag_2 S + Na_2 S_2 O_3 + 4\,Na_2 SO_4 + 4\,SO_2 + 24\,S$$

En efecto, para $Na_2 S$ será :

$$Ag_2S_2O_3 + Na_2S = Ag_2S + Na_2S_2O_3$$

El coeficiente para Na_2S y sosa cáustica pura se halla ser de 180 y de 156.6 para el articulo de comercio de 87 °/₀; para Na_2S_5 los valores máximos son 324 y 281.9. Resulta que una solución de la composición 3 $Na_2S + Na_2S_5$ tiene el máximo coeficiente de 216 para sosa cáustica pura, y 187.9 para sosa cáustica comercial, siendo su carácter económico expresado por el cálculo siguiente:

Para precipitar 100 kilógramos de plata, se gastan:

53.2 kilógramos de sosa cáustica comercial á	0.32 $ m/n	....	= 17.02 $ m/n
37.0 » azufre	0.15 »	....	= 5.55 »
	Suma........		22.57 $ m/n
Ganancia por 9.56 kilógramos de hiposulfito de sosa.......			2.01
	Resultan gastos........		20.56 $ m/n

Conviene pues diluir soluciones de precipitante de coeficiente alto de precipitación, para que el reactivo se descomponga en monosulfuro y polisulfuros, bajando su poder precipitante, pero aumentando la ganancia de hiposulfito de sosa. Llegada la solución á 10.404 veces tantos litros como kilógramos de sosa cáustica se había consumido, el coeficiente de precipitación llega á su valor normal más bajo, y ningún hiposulfito de sosa se pierde en la precipitación.

Con estos datos procedí á la introducción del proceso de la lixiviación en el Paramillo, haciendo una serie de ensayos con nuestros metales.

Ensayos de metales cálidos en el laboratorio.—Al principiar en Octubre de 1886 mis ensayos, no existía todavía la obra de Stetefeldt sobre el método de proceder, pero tenía los *Proceedings of the Chicago Meeting May 1884, of the American Institute of mining engineers,* y según el método descrito en aquel tomo, que es el método prescripto por Russell, he hecho los ensayos, como sigue:

El ensayo con la solución ordinaria de hiposulfito se hace con 15 gramos de metal, tratados con 250 centígramos de una solución de 5 °/₀ de hiposulfito de sosa, sobre el baño de arena, calentando á 55° C. Se revuelve la masa de vez en cuando y se deja por media hora bajo esta acción. En seguida se decanta y filtra lavando el metal sobre el filtro muy bien con agua caliente. Se seca el filtro con el metal en un baño de maría. Habiendo ensayado el metal antes de esta lixiviación, y ensayádolo después del proceso de solución, se sabe el efecto que ha tenido el proceso. Este método es el que bastará para el mayor número de casos tratándose de cálidos puros, en los que la plata está contenida en la forma de

embolita Ag(Cl Br) en la mayor parte, y en la combinación Ag Cl como kerargirita en algunos metales.

En los metales que contienen sulfuros es preciso hacer después de este ensayo, otro con extra-solución de la misma cantidad de metal. Para eso se prepara una solución de 25 gramos de hiposulfito de sosa en poca agua, y 5 gramos de vitriolo azul lo mismo, cada uno por sí. Se echan ambas soluciones en el vaso en que se colocó el metal y se aumenta con agua el líquido á 500 centígramos. Se coloca sobre el baño de arena á 50°C. revolviendo de vez en cuando. Después de una hora se decanta, filtra y lava todo bajo temperatura al rededor de 50° C. Se seca el filtro con el baño de maria y se ensaya.

Stetefeldt prescribe que se haga los ensayos de metales cálidos con extra-solución, siguiendo uno de los métodos siguientes:

Se prepara una solución de 200 gramos de vitriolo azul en un litro de agua, cuya solución la designaremos solución vitriolo.

El hiposulfito de sosa la designaremos hiposulfito.

Se opera con 15 gramos de metal á ensayar.

Primer método: 25 centígramos solución vitriolo y 100 centígramos agua durante una hora en frio, agréguese 200 centígramos agua fria y 20 gramos hiposulfito y caliéntese á 55°, filtrese y lávese.

Segundo método: 25 centígramos solución vitriolo y 250 centígramos agua durante una hora en frio; agréguese 20 gramos hiposulfito, caliéntese á 55° C., decántese; agréguese 100 centígramos agua fria y 25 centígramos solución vitriolo y déjese durante una hora en frio, agréguese 20 gramos hiposulfito, caliéntese, filtrese y lávese.

Tercer método: 200 centígramos agua fria y 90 centígramos solución vitriolo por media hora en frio; agréguese 90 gramos hiposulfito, caliéntese á 65° C., filtrese y lávese.

Cuarto método: 250 centígramos agua fria y 25 centígramos solución vitriolo, caliéntese á 55° C., decántese, agréguese 20 gramos hiposulfito y 25 centígramos solución vitriolo, dilúyase en 300 centígramos agua fria, caliéntese á 55° C., filtrese y lávese.

Quinto método: 200 centígramos agua caliente y 90 centígramos solución vitriolo por media hora, agréguese 90 gramos hiposulfito, caliéntese á 65° C., filtrese y lávese.

Se hacen ensayos por los cinco métodos y se anotará cuál de ellos ha dado mejor resultado; este servirá de guía de procedimiento para efectuar el proceso en grande escala.

En estos ensayos que he hecho en el laboratorio de la sociedad del Paramillo de Uspallata he usado el metal molido entre piedras á un polvo muy fino, cuyo grano corresponde al número 46 de Se-

das de Zurich (84 hilos por pulgada lineal, ó sean 3 por milímetro) y los he ensayado según el método de Russell.

Cálidos de la Vetilla de 0.32 °/₀ de plata: con solución ordinaria tenían después de lixiviados 0.07 °/₀. Rendimiento 71.4 °/₀.

Cálidos de la Vetilla de 1.06 °/₀ con solución ordinaria 0.32 °/₀ y con extra-solución 0.10 °/₀. Rendimiento 70 °/₀ y 90.6 °/₀.

Cálidos de la Vetilla de 0.69 °/₀ con solución ordinaria 0.08 °/₀. Rendimiento 88.4 °/₀.

Cálidos de la Vetilla de 0.98 °/₀ con solución ordinaria 0.37 °/₀ con extra-solución 0.08 °/₀. Rendimiento 64.2 °/₀ y 91.8 °/₀.

Cálidos de la Vetilla de 0.57 °/₀ con solución ordinaria 0.29 °/₀ con extra-solución 0.15 °/₀. Rendimiento 50.9 °/₀ y 73.7 °/₀.

Cálidos de la Vetilla de 0.18 °/₀ con solución ordinaria 0.04 °/₀. Rendimiento 55.5 °/₀ y 77.7 °/₀.

Cálidos de la Vetilla de 0.29 °/₀ con solución ordinaria y extra-solución 0.08 °/₀. Rendimiento 72.4 °/₀.

Cálidos livianos de San Pedro de 0.19 °/₀ con solución ordinaria 0.11 °/₀ con extra-solución 0.04 °/₀. Rendimiento 42.1 °/₀ y 78.9 °/₀.

Cálidos ferruginosos de 0.30 °/₀ con solución ordinaria 0.16 °/₀ con extra-solución 0.11 °/₀. Rendimiento 46.6 °/₀ y 66.6 °/₀

Cálidos de la Belen de 0.15 °/₀ con solución ordinaria 0.09 °/₀ con extra-solución 0.02 °/₀. Rendimiento 40 °/₀ y 83.4 °/₀.

Cálidos de la Belen de 0.36 °/₀ con solución ordinaria 0.24 °/₀ y 0.097 °/₀. Rendimiento 33.3 °/₀ y 73.1 °/₀.

Cálidos de la Vistosa de 0.25 °/₀ con solución ordinaria 0.16 °/₀ con extra-solución 0.09 °/₀. Rendimiento 36 °/₀ y 68 °/₀.

Masacota de la Rosarito de 0.06 °/₀ con solución ordinaria 0.027 °/₀ con extra-solución 0.019 °/₀. Rendimiento 55 °/₀ y 68.3 °/₀.

Masacota de la Rosario con 0.043 °/₀ con solución ordinaria 0.027 °/₀ y 0.014 °/₀. Rendimiento 37.2 °/₀ y 67.5 °/₀.

Cálidos de Santa Rita con 0.35 °/₀ con solución ordinaria 0.16 °/₀ con extra-solución 0.09 °/₀. Rendimiento 45.7 °/₀ y 74.3 °/₀.

Cálidos de Trinidad de 0.48 °/₀ con solución ordinaria 0.21 °/₀ con extra-solución 0.16 °/₀. Rendimiento 56.2 °/₀ y 66.6 °/₀.

Para darme cuenta del mejor método de proceder para el beneficio de tales metales en grande escala, preparé varias tinas de álamo por no conseguir otras, que pinté por el lado interior con barniz de asfalto (3 partes de asfalto, 4 de barniz, 15 de aguaraz). La tina para la lixiviación estaba sentada dentro de un baño de maría; tiene doble fondo, en forma de reja de madera de aberturas de 25 milímetros de lado; sobre esta reja está clavada una arpillera, sobre la cual hay una capa de paja de trigo y encima de esta otra arpillera. El intersticio entre la reja y los costados de la

tina estaba rellenado con pedazos de cuerda vieja. Todos los clavos estaban bien metidos en la madera, y las cabezas cubiertas con albayalde, para evitar que estuviesen en contacto con las soluciones. Un tubo de goma de 50 milímetros de diámetro estaba fijado en la reja de tal modo que daba paso á los líquidos por debajo de la reja, y tenía el largo de la altura de la tina. Se sacaba las soluciones de dicha tina por un sifón, tubo de goma de 25 milímetros, cuyo brazo corto se colocaba dentro del pedazo de tubo de 50 milímetros, fijo en la reja, y que podía llegar hasta el fondo de la tina.

El metal lo molía en un trapiche vertical de ruedas, y lo cernía por un tambor de tela metálica número 25 (de un milímetro de abertura). Molido á este grado de fineza el metal de la Vistosa de 0.25 °/₀ daba ensayado en el laboratorio con solución ordinaria un residuo de 0.18 °/₀ y con extra-solución de 0.12 °/₀; el rendimiento pues es de 28 °/₀ y de 52 °/₀ solamente 16 °/₀ menos que cuando el metal estaba molido á un grano tres veces menor. Después de haber recibido la obra de Stetefeldt sobre los métodos de ensayar con extra-solución, he comprendido que el metal de la Vistosa y sus análogos no se pueden ensayar como los cálidos menos compactos en los cuales la siderita ya está por la mayor parte transformada en hidróxido de hierro. Metales aunque aparentemente completamente transformados en cálidos contienen según el grado de su rendimiento en solución ordinaria y la extra-solución, evidentemente sulfuro de plata en su masa ó finas partículas de tetraedrita, y eso explica la gran diferencia entre la plata extraida por extra-solución, y la extraida por la solución ordinaria. Una molienda más fina que por un tamiz número 25 no conviene por los costos que origina; si resultase que así los metales rindiesen mal, conviene mucho más calcinarlos que molerlos á mayor grado de fineza.

La gran fineza del metal en la tina de lixiviación hace el procedimiento muy lento. El metal de la Vistosa en la tina tenía 300 milímetros de espesor, y bajó á 240 milímetros al haberse echado la solución sobre el metal, necesitando la solución 4 horas para filtrar por el metal, ó sea 60 milímetros por hora. Por esto he tenido en vista la aplicación del eyector en el establecimiento proyectado, para apresurar la filtración de las soluciones por medio del vacio que el eyector forma en la parte debajo del filtro.

En la tina cabían 230 kilógramos de metal, quedando 100 milímetros de hondura de la tina encima del metal sin ocuparse.

El grado de saturación del metal, ó sea la cantidad de líquido que el metal absorbe al mojarlo, reteniendo el líquido entre sus partí-

culas hasta que el último principia á formar una capa encima de la superficie, es para el metal de la Vistosa de 250 litros por tonelada; había pues que preparar como 60 litros de soluciones, más un excedente de solución ordinaria, pero no había necesidad de preparar más de la extra-solución que esta cantidad exactamente.

La solucion ordinaria la preparé al grado de concentración de $1 \frac{1}{2}$ %. Esta solución que contenía 1500 gramos $Na_2 S_2 O_3 + 5aq$ en 100 litros, la eché por el tubo de 50 milímetros á la tina, de tal manera que la solución vino á penetrar desde abajo por el metal, hasta que el líquido cubría el metal con una capa de 50 milímetros de hondo. He hecho esto para evitar un mayor grado de estado compacto del metal, pero ahora creo que eso no influye tanto como Eglestan anota (véase *The Roanoke-meeting of Amer. Min Eng.* 1883), en su interesante informe sobre lixiviación. La tina fué conservada á un calor de 50 á 55° C. durante 24 horas.

La preparación de la extra-solución la he hecho del modo siguiente, según las reglas dadas por Russell, para trabajar con una solución de la sal de Lenz del $\frac{2}{3}$, en 60 litros (volúmen de saturación del metal en la tina) de solución ordinaria de $1 \frac{1}{2}$ %.

En los 60 litros de solución ordinaria al $1 \frac{1}{2}$ %, hay 900 gramos $Na_2 S_2 O_3 + 5aq$.

Un equivalente de la sal de Lenz del $\frac{2}{3}$, exigen 2 equivalentes de hiposulfito de sosa para disolver. El equivalente de la sal de Lenz del $\frac{2}{3}$, $2\, Na_2 S_2 O_3 Cu_2 S_2 O_3 + 5\, aq = 1123$, y el del hiposulfito de sosa $= 248$, tenemos pues la proporción $496 : 1123 :: 900 : x$ y resultan $x = 2038$ gramos, Russell prescribe para formar la sal de Lenz, el mezclar las soluciones de 9 partes $Na_2 S_2 O_3 + 5\, aq$ con 5 partes $Cu SO_4 + 5aq$ (más exactamente hubiera sido $2.15 : 1$, por lo que en la práctica Stetefeldt recomienda como ya hemos visto $9 : 4$). Disolví pues 1310 gramos de $Na_2 S_2 O_3 + 5aq$ en poca agua caliente, y lo mismo 728 gramos de $Cu SO_4 + 5\, aq$; esta última solución la tiré dentro de la primera y revolví. El precipitado amarillo pronto se separó, y decanté; la solución de encima la tiré, porque esta solución de $6\, Na_2 SO_4 + 3\, Na_2 S_4 O_6$ no disuelve la plata y disminuye la fuerza disolvente de la extra-solución. En un suplemento á su tratado, Stetefeld demuestra que ya Graham-Otto da en su libro sobre química, tratando de las sales tetrationatos, la fórmula siguiente: $Na_2 S_4 O_6 + Na_2 S = 2\, Na_2 S_2 O_3 + S$ tetrationato de sosa pues se transforma con los sulfuros de sosa en hiposulfito y ázufre. Es este un nuevo modo de reducir los gastos del proceso, usando pues la solución del tetrationato de sosa para formar el hiposulfito. Se explica por este proceso el extraordinario mínimo de gasto de hiposulfito de sosa en el establecimiento de Yedras Mill,

Sinaloa, México. Pero siempre será racional, decantar la solución de tetatrionato de la sal de Lenz, y usar aquella separada para formar hiposulfito de sosa.

Formada la sal de Lenz, la disolví en los 60 litros de solución ordinaria, y cuando al sacar la solución ordinaria de la tina de lixiviación, la solución había pasado hasta aparecer la superficie de metal, eché esta extra-solución sobre el metal, midiendo desde este instante la cantidad de solución sacada de la tina; cuando fueron 60 litros paré la extracción de la solución, y dejé la extra-solución que trabajara en el metal durante 24 horas á la temperatura de 55 á 50°. Esta extra-solución de 60 litros, contenía 728 gramos de vitriolo azul; era pues una solución del 1.2°/₀ de sulfato de cobre.

Como el precio del vitriolo azul importa puesto en el Paramillo 18.95 $ m/n los 50 kilógramos, ó sean 0.38 $ el kilo, sería importantísimo de hacer ensayos (como Stetefeld lo prescribe en sus cinco métodos) para calcular el método que sea más económico. Preparando la sal de Lenz del $^2/_3$ debe tenerse en vista, que para formar 100 kilos de esta sal se gastan.

242.9	kilógramos del hiposulfito de sosa á 0.21 $ m/n........	51.01 $ m/n
133.3	» vitriolo azul á 0.38 $ m/n..................	50.66 »
	Suma......................	101.67 $ m/n

Para cada litro de extra-solución-standart se consumen:

2184	gramos hiposulfito de sosa á 0.21 $ m/n................	0.46 $ m/n
1214	» sulfato de cobre á 0.38.....................	0.46 »
	Suma......................	0.92 $ m/n

1 kilógramo de la sal de Lenz consume 500 gramos de hiposulfito de sosa para formar la extra-solución-standart.

0.75 kilógramos de la sal de Lenz tienen igual efecto á 1 kilógramo de sulfato de cobre.

Cada kilógramo de sulfato de cobre consumido, destruye 1 kilógramo de hiposulfito de sosa, entre tanto que 0.75 kilógramos de la sal de Lenz agregan 0.83 kilógramos de hiposulfito de sosa á la solución ordinaria regenerada después de salir esta de la tina de precipitación.

Al ensayar pues cada metal en adelante habrá que hacer un cálculo de gastos; pues en lugar de usar la sal de Lenz, puede ser que sea más provechoso usar otra combinación de la doble sal cupro-hiposulfítica; por ejemplo, aquella que se forma de 2 partes de sulfato de cobre con 9 de hiposulfito de sosa, ú otra semejante, todas ellas de poder menos disolvente para la plata, pero más firmes y más baratas. La sal de Lenz del $^2/_3$ se compone como hemos visto de 4 de sulfato de cobre por 9 de hiposulfito de sosa, segun: 11 $Na_2S_2O_3$

$+ 6 CuSO_4 = 2 Na_2S_2O_3 3 Cu_2S_2O_3 + 6 Na_2SO_4 + 3 Na_2S_4O_6$. La sal de $^1/_1$ se forma de 1 de sulfato de cobre sobre 2 de hiposulfito de sosa; según : $4 Na_2S_2O_3 + 2 CuSO_4 = Na_2S_2O_3 Cu_2S_2O_3 + 2 Na_2SO_4 + Na_2S_4O_6$. La sal del $^2/_1$ se forma según : $5 Na_2S_2O_3 + 2 CuSO_4 = 2 Na_2S_2O_3 CuS_2O_3 + 2 Na_2SO_4 + Na_2S_4O_6$ y se forma de 2 de sulfato sobre 9 de hiposulfito; este es pues el más económico, pero naturalmente el menos enérgico.

Russell ha trabajado con extra-soluciones que no contenian más que 0.6 °/₀ de sulfato de cobre, y eran standart-extra-soluciones.

Según la fórmula: $2 Na_2S_2O_3 3 Cu_2S_2O_3 + 3 Ag_2S = 2 Na_2S_2O_3 3 Ag_2S_2O_3 + 3 Cu_2S$ 100 kilógramos de plata en el metal exigen 298.12 kilógramos $2 Na_2S_2O_3 3 Cu_2S_2O_3 + 5$ aq ó sean 207.90 kilógramos de sulfato de cobre para su solución, y el cálculo económico para darse cuenta de la rentabilidad del proceso es el siguiente :

Por 100 kilógramos de plata en forma de Ag_2S se consumen :

298.12 kilógramos sal de Lenz á 1.0167 $ m/n	303.09 $ m/n
Ganancia por 44.46 kilógramos de hipósulfito	9.34 »
Suma	293.75 $ m/n

Según la experiencia, 1 kilógramo sulfato de cobre extrae de metales frios 115 á 118 gramos de plata. Esto es la cuarta parte de lo que daría segun el cálculo estequiométrico.

Después de haber sacado la extra-solución de la tina, eché agua caliente (50 litros) sobre el metal, sacando esta agua después á la tina en que estaban ambas soluciones.

El metal en la tina tenía 0.09 °/₀ ley de plata; el rendimiento había sido pues de 64 °/₀, 12 °/₀ más que en el ensayo del laboratorio.

Las soluciones junto con el agua del lavado (que corresponde á lo que en general se llama el segundo lavado) fueron mezcladas, revolviéndolos al mismo tiempo con sulfuro de sodio, del artículo comprado. Se formó un abundante precipitado negro. Para filtrar he construido un aparato, semejante á el que Rothwell llama *A new Presurefilter* (véase *The Philadelphia meeting of Amer. Ming. Eng. September 1884. Transactions XIII, 307)*, y que, aunque trabajando muy lentamente, sin embargo me permitió separar los sulfuros precipitados perfectamente de la solución. Consiste este aparato en tres marcos de madera de 2″×3″ de 0.50 y 0.30 de largo y ancho; dos de estos marcos llevan varillas de 25 milímetros de ancho y 12 milímetros de grueso clavadas en los marcos, dejando 25 milímetros de espacio libre entre sí; forman pues dos rejillas. Los tres marcos puestos uno contra el otro y mantenidos en esta posición por bolondos y dos abrazaderas apretadas fuertemente

por tornillos, forman una jaula de rejillas en dos costados; el marco sin rejilla se halla en medio de los otros dos, y lleva un agujero de 35 milímetros, abertura en que está colocado un pedazo de tubo de 25 milímetros, que permite fijar un tubo de goma por el cual la solución y el precipitado pueden entrar. Las rejillas están, del lado de adentro, cubiertas con pedazos de bayeta y papel de filtrar. El aparato se coloca á 1.50 metro y más, más bajo de la boca del tubo de goma, que lleva un embudo de cristal en el estremo, por el cual se echa la solución y el precipitado. Se comprende que una vez el aparato y el tubo llenos de líquido, este se halla bajo presión, y tanto más fuerte llega á ser esta presión, cuanto más bajo se halla el aparato en relación al embudo. Este aparato filtra perfectamente, y en el proyecto de construccion de un establecimiento de lixiviación he tenido en vista el uso de varios de ellos para pasar la solución decantada de encima de los precipitados. Cuando se ha llenado el aparato de precipitado la solución pasa muy lentamente, y en el precipitado queda mucha solución retenida, porque las varillas que forman las rejillas se quiebran aumentando la presión de cierto grado adelante; el aparato debe ser muy bién ensamblado para que no salga la solución por las junturas.

El sulfuro lo sequé; forma un polvo negro pesado, con 38 °/₀ de cobre y 27.65 °/₀ de plata, después de calcinado al fuego lento. El sulfuro arde fácilmente y en una olla de fierro reduce parcialmente plata en el fondo, y queda una masa negra metalera, muy dura, pegada al fierro, que se compone de sulfuro de fierro, cobre y plata y un poco de plomo.

Si este ensayo me convenció que la lixiviación de los cálidos en estado crudo es muy posible, también me convencí de que las tinas de madera de álamo no sirven absolutamente para este objeto. Las soluciones filtran por esta madera al exterior, y la tina se cubre pronto de una capa de sales, de hiposulfito de sosa impuro, etc. Pero con todo he hecho otro ensayo, con metal calcinado, para estudiar cómo pudiera aplicarse este proceso á metales fríos, que debían resultar como productos y medio-productos (eductos) en la concentraciòn.

Ensayo de metales fríos en el laboratorio. — Los llampos de la Belen que quedaron apartados, y pasados por un arnero de 3 milímetros, de la chanca del metal de la galería 40, fueron molidos en el trapiche y pasado por el tambor de palastro de un milímetro. Para el ensayo de calcinación en la mufla he hecho moler este metal á un polvo fino, que calciné en cantidad de 15 gramos en un platillo de arcilla refractaria, revolviendo la masa después de haber agre-

gado dos gramos de sal común secada sobre la lámpara de ensayar. Después de calcinado y colocado el metal en una cápsula de porcelana, fué tratado con agua fría y decantado, para en seguida tratarlo del modo como deja Russell apuntado en sus observaciones.

Stetefeldt ha dado reglas de gran importancia para determinar por ensayos en pequeña escala el modo de determinar el mejor modo de proceder con estos metales, y son los siguientes:

Calcínese 100 gramos de metal, después de haberlo pasado por un arnero del número 40 (40 hilos por pulgada) y haberlo mezclacon 10 á 15 °/₀ de sal, según sea la clase de metal. Debe llevarse la primera parte de la calcinación, la desulfuración, á fuego lento y temperatura baja, revolviendo constantemente. Tan luego que comiencen á aparecer partículas encandecidas y la masa se hinche se aumenta el fuego, y se mantiene el metal en un color rojo durante media hora. Otro ensayo se hará en que se expondrá el metal á la calcinación durante una hora y se ensayará si por esta calcina de tiempo más largo, la clorinación se haya hecho más completa. Se pesa y ensaya el metal calcinado para conocer la pérdida de plata que haya habido en la calcinación. Con todo, la calcinación en la mufla da resultados muy diferentes á veces, y casi siempre, de la calcinación en el horno. Por eso siempre es preferible, cuando haya un horno de calcinar disponible, calcinar una mayor cantidad de metal en este y ensayarlo después.

Para estos ensayos Stetefeldt da los métodos siguientes:

A. No se calientan las soluciones; todo el ensayo se hace á baja temperatura.

Primer método: 15 gramos del metal con 50 centigramos agua fría y 25 centigramos de la solución de 200 gramos $Cu\,SO_4 + 5$ aq en un litro de agua (sal. vitr.) se deja dos horas en frio; se diluye á 300 centigramos y agrega 20 gramos hiposulfito, y después de dos horas se filtra y lava.

Segundo método: 250 centigramos agua y 25 centigramos solución vitriolo durante dos horas; agréguese 20 gramos hiposulfito; después de dos horas se filtra y lava.

Tercer método: Lávese con agua fría y decántese; agréguese 25 centigramos solución vitriolo y dilúyese á 300 centigramos; después de 12 á 18 horas filtrese y lávese con solución ordinaria.

B. Las soluciones se calientan á 55° C.

Cuarto método: 250 centigramos agua y 25 centigramos solución vitriolo al frío, durante una hora; agréguese 20 gramos hiposulfito y caliéntese, decántese; agréguese 250 centigramos agua y 25 eentigramos solución vitriolo durante una hora al frio; agré-

guese 20 gramos hiposulfito, caliéntese á 55° C., filtrese y lávese.

Quinto método: Lávese con agua caliente; agréguese 20 gramos hiposulfito; después de una hora agréguese 25 centígramos solución vitriolo; dilúyese á 300 centígramos, caliéntese, filtrese y lávese.

Los llampos de la Belen antes de calcinar tenían ley de 0.29 %; después de calcinados lavé la masa molida nuevamente con agua fría (no debe molerse el metal calcinado en mortero de fierro), después de lavado ensayé según el método antiguo de Russell, con la extra-solución, y el resíduo tenia 0.04; el rendimiento fué de más de 87.2 %.

El metal se componía de galena, blenda, pirita, chalcopirita (poca siderita y masacota). Para calcinar este metal había construido el horno giratorio del sistema Brukner con 50 metros de canal de tiro, del cual ya he hablado en otro lugar. Mi elección por el calcinador del sistema de Brukner era principalmente motivado por su menor costo de construcción comparado con el de Stetefeldt. Los calcinadores de Brukner y el de Stetefeldt son los generalmente en uso en los Estados Unidos (véase Eglestón, *Transactions of Amer. Min. En. XII, 307).* Ultimamente el calcinador de Stetefeldt es el de más aplicación, porque abrevia el tiempo de calcinación y el grado de volatilización de la plata (véase *E. Dagget, Transactions XVI, 72;* B. I. Rockwell Cloridizing, *Roasting and Lixiviation at Yedras mine Eng. and M. Journal, 1888 4 Feb.;* Stetefeldt *Transactions, XIV, 336);* pero su costo en el Paramillo calculo que no bajaria de 15.000 pesos y el Brukner montado y en estado de trabajo nos costó cerca de 3000 pesos moneda nacional. Además, estoy muy satisfecho de los resultados del Brukner hasta aquí, como se podrá apreciar de los resultados siguientes; 25 quintales de metal caben perfectamente en el calcinador y la calcinación dura 6 horas. La sal la habia agregado desde el principio del proceso al metal, en cantidad de 3 % del peso del metal. El primer período lo llevé á muy baja temperatura, para desulfurizar la masa y formar óxidos y sulfatos de las piritas; en el segundo período subí gradualmente la temperatura, para formar sulfatos de plata, plomo y zinc, y desarrollar, de los sulfatos formados en el primer período, ácido sulfúrico, que reaccionando sobre la sal, da lugar á la formación de gas de cloro, ácido clorhídrico y clorhidros volátiles, que ejercen una acción enérgica en el tercer período, que se lleva á la temperatura de color rojo, no demasiado alta, con introducción de un chorro de vapor para transformar toda la sal que sea posible en ácido clorhídrico. Las piritas on de la mayor importancia en este modo de llevar la calcina-

ción; si ellas alguna vez sobraren, será preciso introducir la sal recién después del primer período, y si faltasen habría que agregar azufre, pero en nuestros metales no hay que temer este último caso. Un contenido subido de tetraedrita, que va acompañado de pirita, exige una desulfurización muy cautelosa, á muy baja temperatura y con admisión de un chorro de vapor de muy poca presión, para volatilizar el azufre y el antimonio y para en seguida descomponer los cloruros de antimonio y zinc sobre todo, á favor de una cloración de la plata. En los metales muy plomizos habrá que llevar el proceso de tal modo que el plomo, en cuanto sea posible, forme sulfato y protóxido. El sulfato y protóxido se forman juntos en la calcinación oxidante, y llevando esta, sobre todo en el primer período, á baja temperatura para que se transforme tanta pirita como posible sea en alcaparrosa, esta luego larga su contenido de ácido sulfúrico, que transforma Pb O en $Pb SO_4$. Si faltasen piritas habría en este caso que agregar azufre, si no hubiera educto disponible piritoso de la concentración. Según se ve, la temperatura en la calcinación debe llevarse á baja temperatura. En el trabajo continuo sobretodo, el azufre del metal mismo sobrará casi para calentar el calcinador. Durante el último periodo, el de la clorinación, hay que sacar ensayos del horno, para conocer el grado de cloración; para este fin saco del horno por el lado del fogón una cantidad como de 50 gramos y la trato con una solución de hiposulfito de sosa de 50 á 55° C.; filtro y lavo caliente; del resíduo saco un centígramo que ensayo al soplete; la calcinación está concluida cuando en este ensayo no resulta ley de plata alguna. Para lixiviar con extra-solución, ya sabemos que no es preciso llevar la clorinación á la última perfección; con todo, será útil saber cuándo el proceso ha concluido. Cuando este caso haya llegado se abre la puerta del horno y se hace girar este hasta que la puerta esté hacia abajo, y se saca el metal al espacio amurallado debajo del calcinador, donde se lo deja enfriar muy despacio, sin jamás echarle agua, operación que la práctica ha demostrado ser de funestas consecuencias.

La masa calcinada fué ensayada por su contenido de sal; 10 gramos fueron tratados con agua caliente y filtrados sobre un filtro pesado de antemano: se secó el filtro con el metal, y se pesó, la diferencia entre 10 gramos y la segunda pesada, más el peso del filtro es el contenido de sal; es decir de las sales solubles, que son: cloruro de sodio, sulfato de sosa, de hierro y también de cal. Pero para los objetos de la práctica basta determinar la cantidad de estas sales en conjunto.

La determinación del grado de saturación del metal calcinado

se hizo echando agua sobre el contenido de metal en una medida de 10 litros, con peso de 21.14 kilógramos, y consumía 5 litros, ó sean 240 litros por tonelada.

Para este ensayo había dispuesto otra tina mayor para la lixiviación, y pude trabajar con 1000 kilógramos de metal á la vez. Para el primer lavado, efectuado en frío, eché tanta agua que quedó encima del metal una capa de 80 milímetros y lo dejé trabajar seis horas; en seguida eché la solución ordinaria (240 litros) sobre el metal, y al sacar el agua del primer lavado, este había bajado á la superficie del metal é interrumpía la extracción del agua, cuando los 240 litros estaban consumidos por el metal. La solución ordinaria tenía el 1 ½ % de grado de concentración. La velocidad de filtración era mucho mayor que la del metal crudo, pues en dos horas se extraía el agua del metal, que tenía 560 milímetros de espesor en la tina, lo que da un coeficiente de velocidad de 230 milímetros por hora.

El metal debajo del agua se redució muy desigualmente en volumen, formando altos y bajos desiguales, lo que se corrigió moviéndolo con un pedacito de tabla.

El proceso se llevó adelante como el de la lixiviación de los crudos, pero una imperfección que resultó en el baño de maría, causada por un descuido del peón, me obligó á hacer la lixiviación en frío.

Los sulfitos precipitados de las soluciones ordinarias de la extra-solución y del agua del segundo lavado, por el monosulfuro comprado, los calciné por parte y pedí que se hiciera un ensayo químico completo de ellos en la Casa de Moneda. El resultado fué el siguiente:

Protosulfuro de cobre	29.88	%
» plata	12.99	»
» zinc	16.34	»
» plomo	10.02	»
» hierro	3.96	»
» cadmio	2.31	»
» manganeso	0.55	»
» oro	0.0035	»
» alúmina	1.15	»
Sílice y silicatos insolubles	9.20	»
Sulfato férrico	0.50	»
» calcio	0.90	»
» sodio	8.00	»
Cloruro de sodio	4.60	»
	100.4035	

Esto responde á la ley siguiente de metales:

Cobre	23.85	%
Zinc	10.95	»

Plata	11.31	»
Plomo	8.68	»
Fierro	2.52	»
Cadmio	1.80	»
Oro	0.0035	»

La proporción del oro á la plata es de 30.95 gramos de oro en 100 kilógramos de plata.

Este resultado del ensayo de los sulfuros precipitados nos enseña que el trabajo fué ejecutado muy imperfectamente, como no podía serlo de otro modo no teniendo ni aparatos, ni un edificio en que trabajar. Primeramente la existencia de sulfato férrico, cálcico, sódico y de cloruro sódico en los sulfuros, indican que el metal no fué suficientemente lavado en el primer lavado, y también que los sulfuros deben ser lavados con agua caliente antes de sacarlos del filtro. La existencia de sulfuro de zinc, cadmio, hierro, manganeso y alúmina, corresponden á la misma causa. La presencia de plomo hubiérase evitado con precipitar este cuerpo por medio de carbonato de sosa, como ya quedó explicado. La presencia de sílice y silicatos insolubles los atribuyo á que la filtración se hizo muy despacio, echando un peón la solución con una jarra de loza al embudo de vidrio del tubo de goma del filtro, y el fuerte viento ha echado tierra á la tina abierta de que el peón estaba sacando la solución. Los ensayos los tuve que hacer á cielo raso.

En consideracion á lo expuesto, el producto, si hubiera tenido aparatos y establecimiento formado, hubiera tenido la composición siguiente:

Sulfuro de plata	30.29	°/₀ con	26.37 °/₀	Ag
» cobre	69.68	»	55.65 °/₀	cobre
» oro	0.0082	»		

Pero aun á esto hay que observar que el contenido de cobre debe ser reducido en alguna parte pues aunque el metal contiene cobre, una parte del cobre en el producto es introducido en el proceso por el sulfato de cobre, al preparar la extra-solución, pues para preparar 260 litros de esta última, se consumieron 3.153 kilógramos de sulfato de cobre con 0.892 kilógramos de cobre. Por eso es tan importante hacer los ensayos preparatorios según los métodos de Stetefeldt, y llevar la lixiviación adelante, conforme á los resultados del ensayo, para ahorrar en gastos de sulfato de cobre. Habiendo hecho mis ensayos según un método rutinario, según el modo de Russell, ejecutado en Ontario Mill, la cuarta parte más ó menos del cobre precipitada es del sulfato agregado al preparar la extra-solución. Estos errores cometidos son sumamente fácil

de evitar en el futuro. Lo más difícil es, sin duda alguna, el uso racional y más provechoso del agua en el primer lavado. Por el temor de disolver mucho cloruro de plata en la solución de cloruro de sodio del primer lavado, me salió tan impuro el precipitado. Cuando se trate más tarde de la extracción en grande escala de carbonato de plomo, será imperiosamente necesario, para producir este artículo puro, aplicar el agua del primer lavado mucho más generosamente, aunque se forme una solución rica en cloruro de plata, que se puede explotar por cobre y plata precipitando ambos como metales de cementación por el fierro; naturalmente que en este caso la calcinación debe ser llevada de tal modo que el fierro de las piritas se oxide completamente, oxidando primeramente el metal y agregando la sal recién después de haber desulfurizado, subiendo la temperatura gradualmente.

He hecho otros ensayos más de lixiviación de metales cálidos en tina, que me han demostrado que los cálidos livianos no necesitan la aplicación de extra-solución para rendir hasta el 85 °/₀ de su ley de plata, por medio de la lixiviación con una solución ordinaria. En todo caso, estoy convencido de que un grandioso porvenir para el mineral del Paramillo se abrirá con la construcción de un establecimiento de lixiviación. He formulado un proyecto que permite elaborar 15 toneladas de metal por dia, por ahora, y que fácilmente puede extenderse para el trabajo de 30 toneladas en 24 horas haciendo contínuo el proceso, aumentando por supuesto en el último caso la calcinación por medio de un horno de Stetefeldt, para poder tener el establecimiento en contínua marcha. Las construcciones para dicho establecimiento las dejé ya casi concluidas, no faltando más que el reboque de las piletas, el trabajo de carpintería y el montaje de los aparatos que ya están en el Paramillo.

He tenido que decidirme por el trabajo en piletas [en lugar de tinas. En el país mismo no hay madera para hacer estas tinas, pues sería preciso hacerlas de roble de Virginia, y estas tinas, como se usan en Utah, costarían aquí más de 1000 pesos moneda nacional, lo que importaría para un primer plantel, en tinas únicamente, de 6000 pesos moneda nacional arriba. Las piletas las he construido en cuatro niveles. Inmediatamente al lado del salón de la caldera del establecimiento de concentración, levanté las piletas de soluciones y lixiviaciones, de tal modo que puedo hacer uso del vapor de dicha caldera tanto para calentar las soluciones y los líquidos que se echaren sobre el metal á beneficiarse, como para poder hacer la extracción de las soluciones y la circulación de la extra-solución

por eyectores á vapor. Las piletas de precipitación quedan más bajas, pero tan altas todavía que hay suficiente diferencia de nivel para la aplicación de filtros de Rothwell, que permiten un grande ahorro de capital, y colocados de tal modo que la solución puede ser tirada por sifón directamente de la pileta de precipitación del plomo á la pileta de precipitar sulfuros. Así se ahorra el tan costoso trabajo de tener que levantar por bombas las soluciones de una pileta á la otra, y no se necesita más que una bomba, que levanta la solución ordinaria regenerada de la pileta de los filtros á la pileta de solución ordinaria. Esta bomba recibe su movimiento por correa desde el eje de la trasmisión del salón bajo ó de maritatas del establecimiento de concentración, ahorrándose de este modo el gasto de un motor especial. Las piletas de soluciones reciben por el caño maestro que viene de la pileta de presión del pique Gobernador el agua fría que necesitan, ó reciben por el mismo caño con simple regulación por llaves, el agua hirviendo de la caldera, el agua sucia del *off-blow*, que es buena para este proceso y se ahorra mayor gasto de agua con la aplicación de esta.

Las piletas son construidas de piedras de cantera, sentadas en barro; después de construidas se les dá por el lado de adentro un muy prolijo reboque de portland con arena en la proporción de 3 : 1 que penetra tanto como es posible en todas las rendijas. Sobre este viene un reboque grueso de portland, que se seca muy gradualmente, y que cuando está bien seco se pinta con un barniz compuesto del modo siguiente:

En un baño de maría se calientan 3765 gramos de aceite de linaza, en este se cuelga una bolsita de lienzo que contiene 235 gramos de litargirio en polvo grueso, y cuando el litargirio se halla consumido se cesa con la cocción; entre tanto se ha hecho derretir en una olla 3 kilógramos de asfalto; á este se agrega el contenido del baño de maría y se hierve esta mezcla durante unos 10 minutos. Esta operación es peligrosa; la olla debe tener para la cantidad de preparado anotado á lo menos un volumen de 25 litros. Después de los 10 minutos se deja enfriar un poco, hasta los 140°C. y entonces se agregan 15 kilógramos de aceite de trementina. Se pinta el reboque de la pileta con esta mezcla caliente, saturando el portland con ella. Antes de echar solución alguna á las piletas, hay que tenerlas llenas de agua por algún tiempo. La pileta de solución ordinaria tiene un volumen de 15.000 litros, la de extra-solución 9000 litros. La primera tiene un tubo de plomo de 25 milímetros (= 1 pulg.) en el fondo, que se halla colocado en 10 vueltas de va y viene, y por el cual se echa vapor para poder calentar la solución á 45° C.; la segunda tiene un tubo igual en seis vueltas

para este mismo fin. La extra-solución corroe el plomo, lo que la solución ordinaria no hace. Los dos tubos no descansan sobre el fondo mismo de las piletas, sino que están colocados sobre prismas de madera de 10 centímetros de alto. Para hacer la solución de la sal cupro-hiposulfítica se echará solución ordinaria de la pileta de los filtros á la pileta de la extra-solución por medio de la bomba. Ni el agua ni la solución regenerada debe dejarse caer directamente en las piletas sinó en cajoncitos de unos 10 centímetros de alto, con agujeros de 25 milímetros en el fondo, para parar la fuerza del chorro de los líquidos. Como ambas piletas se hallan á 2500 milímetros encima del fondo de las piletas de lixiviación, están provistas con sifones de cobre con llaves en la punta del brazo largo, que acaba en las piletas de lixiviación, por cuyos sifones se tirarán las soluciones á las piletas de lixiviación.

Las piletas de lixiviación son de 3 × 3 metros y 1.700 metros de hondo. En el fondo, á la altura de 10 centímetros, tienen un descanso todo alrededor, sobre que descansa el filtro que tiene 2.96 × 2.96 metros de superficie, y está construido de maderas de 1″ × 3″, formando regilla de aberturas de 1″, sobre la que está clavado un tejido de yute. Los costados de la pileta están cubiertos por tablas de ½″ en posición vertical que tienen el objeto de resguardar el reboque contra los golpes de pala al tiempo de sacar el metal de las piletas. Cada pileta está provista con un tubo con llave, para hacer correr la solución ó el agua del lavado á la pileta de precipitación respectiva, y además con un tubo de plomo, que acaba en una boquilla, arreglada para fijar el eyector. Estos tubos de plomo tienen 45 milímetros de diámetro, lo mismo que el eyector de Korting en la boquilla de aspiración.

Estos eyectores son de 50 milímetros de boquilla de eyección, y el tubo de inmersión de vapor es de platino, de 10 milímetros; el largo es de 295 milímetros, todo forrado en plomo. El metal se cargará por paladas, del wagón Decauville á un plano inclinado colgado encima de la pileta y de allí escurrirá á la pileta. El agua del lavado se tirará en un cajón forrado en plomo con divisiones soldadas de tal modo, que el agua tendrá que seguir un camino de arriba hacia abajo y de abajo hacia arriba, alternativamente. En los compartimentos hay colocadas tres cribas, una sobre otra, y sobre estas hay pedazos de fierro viejo. Por un tubo serpentin de plomo se calentará el agua y por medio de un eyector se hace circular el liquido.

El cobre y la plata precipitarán gracias al fierro, y precipitarán en el fondo del aparato como metales de cimentación, el cobre sobre el fierro y la plata sobre el cobre. Según el cálculo estequio-

métrico 88 partes de fierro precipitarian 100 de cobre, pero generalmente se usa más. Esta mezcla de metales de cimentación podrán dar buena entrada á la sociedad, y recompensará el gasto de fierro viejo, que debe ser fierro batido. Tomando las precauciones del caso, que cada metalurgo conoce, sobre todo haciendo la eyección del agua del primer lavado con energía y rapidez, lo mismo que la circulación por el aparato de cimentación, y en tubos y aparatos bien cerrados, para evitar la oxidación del sulfato férrico contenido en el agua en sulfato de peróxido de hierro, que disuelve el fierro, se logrará reducir el gasto de fierro por unidad de cobre á un mínimo. En Stadtbergen se llegó á la proporción de 100 por 127. Hay que extraer el cobre precipitado tan pronto como sea posible del aparato, porque este reduce el sulfato del peróxido á sulfato de protóxido, formando sulfato de cobre nuevamente, que es preciso precipitar por el fierro por segunda vez. Por eso no conviene dejar acumular el precipitado en el aparato y este está provisto con cinco boquillas en el fondo, cerradas con bitoques de madera, para extraer el precipitado.

La solución ordinaria se tirará de la pileta de lixiviación á la pileta de precipitar el plomo, que tiene 5 $\times$ 3 metros sobre uno de hondura. Al agregar la solución de carbonato de sosa hay que revolver la solución por medio de un remo de madera y que tener cuidado de no agregar un exceso del reactivo precipitante, porque aunque el carbonato de sosa ninguna influencia perniciosa tiene en la extracción y precipitacion de la plata, se comprende que en el caso de que la solución ordinaria regenerada hubiera llegado á obtener carácter cáustico después de precipitarse la plata por medio del sulfuro de sodio, el gasto de ácido sulfúrico para neutralizar esta solución sería aumentado por la presencia del carbonato de sosa. Para conocer el momento en que ha sido todo el plomo precipitado, se hace un ensayo, sacando un poco de la solución clara en un tubo de ensayar, agregando una gota de fosfato de sosa ($Na\ HPO_4 + 12\ aq$), que precipita un fosfato de plomo ($Pb_3(PO_4)_2$) muy voluminoso; esta solución es más delicada que la para el carbonato. Una vez concluida la precipitación, se sigue revolviendo por algunos momentos más, y se deja que el precipitado se asiente, lo que se efectúa en poco tiempo, y por un sifón se saca la solución á la pileta de precipitar plata. El carbonato se lava por medio de agua hirviendo de la caldera, decantando de nuevo y sacando el agua se sacará después de muchas precipitaciones de plomo á la pileta de la plata. Por fin se pasa el carbonato revolviéndolo con agua á un filtro Rothwell.

En el metal calcinado, la mayor parte del plomo se hallará como

sulfato; cuanto más bajo sea el grado de concentración de la solución de hiposulfito de sosa, tanto menos plomo disolverá, sobre todo trabajando en frío. Como la solución ordinaria no se concentrará mucho más allá de 1 ½ %, se comprende que solamente una parte reducida de plomo se podrá disolver, aunque el metal contenga varios por cientos. Pero la cantidad disuelta siempre debe ser precipitada como carbonato, porque es más económico de precipitar el carbonato de plomo que precipitar el sulfuro de plomo con la plata y el cobre, y si él contuviese hierro, zinc ó manganeso y no pudiera figurar como articulo vendible, aun asi conviene precipitarlo y vender este carbonato á la fundición como material bruto para la fabricación de plomo, siempre que pagase los costos del flete.

Para precipitar 100 kilógramos de plomo se necesitan según los pesos de equivalentes como 50 kilógramos de carbonato de sosa, pero en la prática algo más, como 65. El coeficiente bajo normal, de precipitación de sosa cáustica del comercio para plomo es de 150, ó sean 66.6 kilógramos de sosa cáustica del comercio consumidos con 44.3 kilógramos de azufre en la fabricación de sulfuro de sodio, para precipitar 100 kilógramos de plomo.

El costo para precipitar 100 kilógramos de plomo como carbonato sería:	
65.0 kilógramos de carbonato de sosa á 0.14	9.10
El costo para precipitar 100 kilógramos de plomo como sulfuro seria:	
66.6 kilógramos de sosa cáustica á 0.32	21 31
44.3 » azufre á 0.15	6.64
Suma	$ 27.95 m/n
Ganancia por 59.8 kilógramos hiposulfito de sosa á 0.21	12.56
Gastos líquidos	$ 15.39 m/n

La mayor ventaja empero de precipitar el plomo como carbonato es el de eliminarlo completamente de los sulfuros de plata y cobre, subir la ley de esta pasta y ahorrar fletes ganando sobre la tarifa progresiva de la fundición.

Las soluciones para la precipitación con el sulfuro de sodio, se tiran á la pileta de sulfuros ó de plata, que tiene 3 × 3 metros y 2 de hondura. Al agregar el precipitante se revuelve lo mas fuerte posible con un remo, lo que debe continuarse aun después que la precipitación haya concluido. La conclusión del proceso se conoce agregando en un tubo de ensayar una gota de sulfuro de sodio á un poco de solución; cuando apenas se forma una turbidez es porque la precipitación está concluida. Pero la solución no debe dar en el tubo de ensayar un precipitado con una solución de plata hiposulfítica; en este caso ha habido sobreprecipitación, y entonces hay que tirar más solución: de la pileta de lixiviación á la de precipitación. Si por acaso por algún descuido la solución regenerada y vuelta á la

lixiviación contuviera sulfuro de sodio, á consecuencia de la sobreprecipitación de la operación anterior, precipitaría sulfuro de plata en la pileta de lixiviación, el que habría que deshacer con extra-solución.

En el caso de que las soluciones contuviesen sales de calcio, este precipitaría como mono ó bisulfuro de calcio insoluble, lo que disvirtua mucho el valor del precipitado. Es imposible esto si la precipitación con carbonato de sosa ha sido llevada adelante debidamente, porque con el plomo precipitaría el carbonato de cal.

Después de asentados los sulfuros se decanta la solución y se la pasa por el sifón á la prensa, por la cual pasa filtrada á la pileta de solución regenerada y por la bomba de solución, forrada de plomo y con el plunger de ebonita (sistema Korting), á la pileta de solución ordinaria.

El precipitado de los sulfuros se sacará de vez en cuando por un tubo con llave expresa, revolviéndolos con solución, á la prensa de filtro del sistema Hertel. Este filtro tiene cuatro compartimentos ó cámaras de 0.26 metros cuadrados y de un volumen de 4 litros; la presión se hace á mano por rueda reguladora y engranaje, y al fin por palanca, permitiendo prensar hasta la presión de 6 atmósferas. Los sulfuros saldrán de la prensa en forma de panes de 365 milimetros de ancho y largo, y 30 milímetros de grueso. Puede ser que la filtración por los filtros de Rothwell, de fuerte construcción, convenga tanto como esta prensa de Hertel; no he hecho venir por eso más que una prensa por ahora. Esta prensa cuesta en Leipzig 290 marcos. Las grandes prensas de Hertel, Johnson, etc., son muy caras y exigen cámaras de presión á vapor de muy alta presión. No me he resuelto á introducir estas, porque no nos importa en el Paramillo producir panes para la exportación. Nuestras miras deben ser, extraer tanto como posible sea, el azufre de los sulfuros. La elaboración de los sulfuros ha sido la dificultad porque el método de Russell no ha hecho abolir todos los demás métodos de beneficiar la plata hasta ahora. El método antiguo de calcinación y fundición en crisoles ocasionaba grandes pérdidas de plata y de todo el azufre. El método de copelación no es mejor y es más caro.

Stetefeldt propone un método por vía húmeda, en que la pérdida de plata se reduce á un mínimo, el cobre se trasforma en sulfato, y mucho ácido sulfúrico se forma en un producto de 15° á 20° Beaumé, y con aparatos muy sencillos, que constan de horno calcinador de mufla y un convertor de Roessler. La plata se extrae en este proceso en forma de metal de cimentación y seria fundido con borax á piña. Temo que la producción de ácido sulfúrico en el Pa-

ramillo en estado diluido no nos convendría. El primer agua de lavado de nuestros metales es de reacción acidulosa, y el gasto de ácido sulfúrico en el proceso mismo muy bajo; pero el asunto merece un estudio. Por ahora he dispuesto una destilación de los sulfuros en una retorta de arcilla refractaria francesa, de la misma que el señor Pesano en Almagro ha hecho crisoles para mí; es un material notable por su resistencia. El azufre volvería á recogerse en gran parte de este modo y la plata y el cobre quedarían en el estado de sulfuros sin excedente de azufre en la masa. Esta retorta sería de forma semejante á la de las fábricas de gas, 250 milímetros de alto y 1000 de largo. El sulfuro se carga completamente seco, y la plata volatilizada se volvería á condensar con el azufre con que entraría á la fabricación del sulfuro de sodio, y con este á la lixiviación, siendo disuelta por la extra-solución.

Un cálculo aproximativo, calculando todos los gastos más bien demasiadamente altos, darian el cuadro económico siguiente.

Para lixiviar 15 toneladas de cálidos de ley de 0.10 %, extrayéndose el 75 % de la ley de plata, resultarían:

Por trituración en los cilindros en 5 horas.........	9.00	$ m/n
3 hombres para trasporte y carga de piletas á 2.00..	6.00	»
2 » en la lixiviación........................	4.00	»
Por soluciones: 3750 litros solución ordinaria con pérdida de un 2 %..............................	0.30	»
Extra-solución con 1 % sulfato de cobre...........	14.25	»
Para precipitar 11.25 kilógramos de plata á 0.35 pesos	3.94	»
» » 9.4 » cobre á 0.28 »	2.63	»
Gastos por vapor..................................	10.00	»
Secación y destilación............................	15.00	»
Total........	65.12	$ m/n

Por una tonelada pues de metal crudo, los gastos subirían á 4.35 pesos moneda nacional más ó menos, tomando por base un valor del oro de 150, como era en 1886. El valor de 11.25 kilógramos de plata, á 43 pen. la onza, importan 357.25 pesos oro. Mi intención era, una vez concluido el establecimiento de lixiviación, establecer los trabajos en escala mayor, para la explotación de cálidos, tanto los de los desmontes como de los desfrutes, sobre todo de estos últimos; habría donde echar mano con relativamente pocos gastos de metales de 0.78 % ley de plata en varias minas antiguas.

El cálculo para determinar el monto á que ascienden los gastos de metales frios en la lixiviación es más difícil de fijar, pero por tonelada de un metal de 0.10 % plata podemos aproximadamente anotarlo como sigue:

Trituración del metal	0.60 $ m/n
Trasporte al horno	0.50 »
Combustible de calcinación en trabajo continuo para 10 toneladas diarias	1.80 »
25 kilógramos sal de Yalguaraz á razón de 1.60 pesos la carga	0.30 »
Salario de obreros	0.80 »
Gastos por mulas en el malacate	0.15 »
Trasporte á la lixiviación	0.50 »
Obreros en la lixiviación	0.80 »
Pérdida de solución ordinaria	0.30 »
Extra-solución	1.20 »
Precipitación de 0.80 kilógramos plata	0.26 »
» » 0.60 » cobre	0.18 »
» » 3.00 » plomo	0.46 »
Gastos por vapor	0.66 »
Secación y destilación	1.00 »
Total	9.51 $ m/n

En Cusi Mill los gastos son 12.08 pesos; en Parral, 2.10 pesos y metal calcinado 9.15 pesos; en Silver reel, Utah, de 3 á 4 pesos para metales crudos; en Ontario Mill, 3 á 4 pesos para metales frios.

La lixiviación tiene la enorme ventaja entre nosotros, que no exige ningún trabajo facultativo de obreros de oficio. Todas las manipulaciones pueden hacerlas simples jornaleros.

El proceso de Russell ofrece nuevas espectativas á la minería argentina. Los minerales de plata de San Juan, La Rioja, Catamarca, etc., hoy decaidos, podrán con poco, relativamente muy poco capital, tomar vuelo y rehacerse, entrando en nuevas vías. El desesperante estado económico en que se halla sumido el país y el porvenir desastrozo que le amenaza, no pueden ser salvados sinó por el esfuerzo de todos y cada uno de aumentar la producción.

Las empresas mineras sobre el carbón, son especulaciones sin base alguna, y felicito á la sociedad del Paramillo, que mi sucesor en la administración haya desamparado la mina de carbón allí. Con el señor ingeniero Don Francisco Sabatié están los trabajos confiados á buena mano, y el Paramillo ha entrado en la vía de producción franca, que se desarrollará gradual y vigorosamente. Ya la concentración de metales está demostrando lo que con metales de regular ley se puede conseguir, la lixiviación demostrará como lo pobre se puede transformar en riqueza nacional. Los sueños de riquezas fantásticas de que deliran los especuladores optimistas, y las ilimitadas cantidades de carbón ó metal que pregonan los *struglifeurs* que traducen la teoria de Darwin al lenguaje de la ciencia económica como á ellos les conviene, no existen; pero existen criaderos bastantes que brindan al capitalista con el trabajo ímprobo y racional la posibilidad de fructificar su caudal y que aumente y le proporcione buenos dividendos.

La obligación del Estado es la de proteger los capitales que á aquellas comarcas lejanas se llevan por leyes que derivan, con sana lógica, de las condiciones actuales de las potencias productivas; no son estas últimas las que se adaptan á las leyes.

La minería necesita imperiosamente la reforma del Código de Minas.

Creo que una mirada del lector sobre la plancha II le convencerá de la justicia de este reclamo. Miles y miles de pesos cuestan estas líneas y linderos que la ley dispone y manda; — miles tirados en *faux frais*, que absolutamente no tienen razón de hacerse, ni tienen que ver con la minería; pero que derivan de la idea sobre la propiedad minera de tiempos anticuados, cuando la propiedad y la organización de ella con relación á los hombres se fundaba en el orden social de la esclavitud ó servidumbre. Esta idea y este orden sucumbieron y el capitalismo actual es el sistema que rige y que determina las relaciones de los hombres entre sí y para con las cosas, que imprime su carácter actual de propiedad á la tierra y á los medios de trabajo. La minería exige la abolición de la anticuada forma de la propiedad minera como instituida por el antiguo derecho, llamada *Das Habsburgische Bergrecht;* — pues es este el verdadero origen de las ordenanzas de Méjico, y data de la Bula aurea del emperador Carlos IV, de 1356, que en el capítulo IX determina la propiedad minera tal como regia entonces en Alemania, como *un jus non scriptum*, como una ley de costumbre, adoptada á la manera de trabajar las minas en aquellos tiempos.

Pero aquella manera ya no existe, ¿qué hacemos pues con la ley adoptada á tales costumbres de 500 años atrás?

San Luis, Junio de 1890.

GERMÁN A. LALLEMANT.

ANEXOS

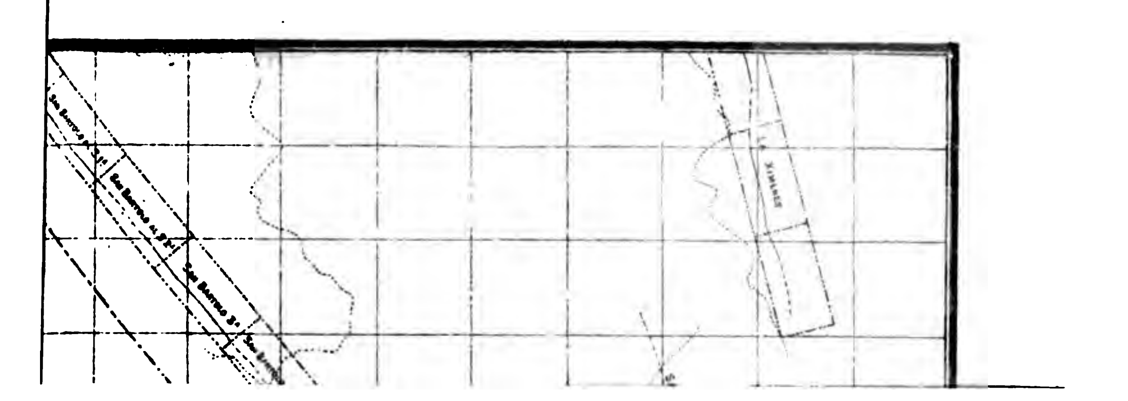
Plancha I. — Plano geognóstico del mineral.

Plancha II. — Plano de las pertenencias y derechos mineros según el Código de Minas.

Plancha III. — Plano y perfiles de la mina Gobernador.

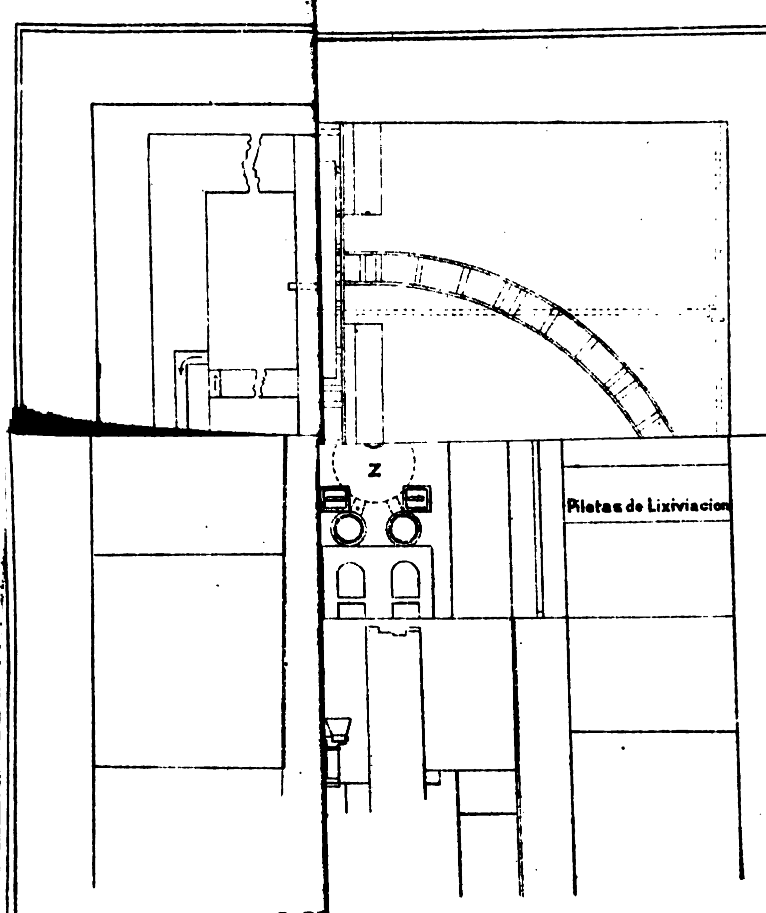
Plancha IV. — Plano de las máquinas de tiro y desagüe de los piques maestros.

Plancha V. — Plano del establecimiento de concentración.



PERFIL LONGITUDINAL POR LA VETA ROSARIO

FOTOLITOGRAFIA DE G KRAFT. CUYO 1124



ME MENDOZA)

ESTABLECIM EDAD DE LA SOCIEDAD

MANT

B. Concasor d rimer tambor de clasificacion de granzas, con palastros de 12 m , para la separacion de las granzas de 2 mm. á 1.4 mm. — s de 500 mm. — L. Tambor de garantía de palastro de 1 mm. paracion de arenas. — P. Maritata de lienzos. — Q. Mesa de a centrifuga para el retour d'eau de 315 mm. — U. Tubo vapor, montage Bayoneta, regulacion Rider de 300/600 mm

Capacidad de etales mesclados de Galena, Tetraëdrita, Pirita, Blenda, Chalcop

FOTOLITO G. KRAFT, CUYO 1136 Bs AIRES.

